



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Modelización de la planificación de producción minera
no metálica a cielo abierto”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:
INGENIERO EN MINAS

Autor:
PAVEL JOSEPH CERVANTES CHOUD

Tutor:
ERNESTO PATRICIO FEIJOÓ CALLE

CUENCA, ECUADOR

2016

DEDICATORIA

A mis padres y hermanos, en especial a mi madre por su amor, dedicación y sacrificio entregados día a día, ejemplo a seguir, paradigma de mi vida.

AGRADECIMIENTOS

Al plantel docente de la Escuela de Ingeniería en Minas, quienes contribuyeron a mi formación profesional y conocimientos adquiridos a lo largo de mis años universitarios.

A los ingenieros: Patricio Feijoó, Gil Álvarez, Jaime Ampuero y Lenin Erazo por su apoyo y tiempo durante mis estudios y preparación del presente trabajo.

Al ingeniero Fernando Valencia quien a más de haber sido un excelente catedrático ha sido un excelente amigo.

Un agradecimiento especial a Érika Bermeo y a Fernando Pacheco a quienes, en especial a Érika, debo en mucho por su apoyo incondicional y entrega en los buenos y malos momentos.

Agradezco a todas las personas, profesores y amigos con los que he compartido todos mis años universitarios, he aprendido mucho con cada uno de ellos.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iv
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS.....	x
RESUMEN.....	xi
ABSTRACT.....	xii
 INTRODUCCIÓN	 1
 CAPÍTULO I: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	 3
1.1 Explotaciones no metálicas a cielo abierto, tipo cantera	3
1.2 Clasificación de canteras	3
1.3 Elementos de una cantera	4
1.4 Definición de Áridos	5
1.5 Importancia económica de los áridos	6
1.6 Características generales de la productividad en la industria minera no metálica a cielo abierto	8
 CAPÍTULO II: METODOLOGÍA.....	 10
2.1 Análisis Metodológico	10
2.2 Aplicación de Instrumentos.....	10
2.3 Mapa Funcional.....	11
 CAPÍTULO III: INTRODUCCIÓN A LOS PROCESOS DE PRODUCCIÓN A CIELO ABIERTO	 12
3.1 Características Generales	12
3.2 Ciclo de Vida de un Proyecto Minero	12

3.3	Criterios para la determinación de variables en los procesos de mina.....	13
3.4	Determinación de parámetros y variables a utilizar	14
3.4.1	Variables Operativas	14
3.4.2	Variables Geométricas.....	15
3.4.3	Variables Económicas	15

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE OPERACIONES UNITARIAS Y VARIABLES DE EXPLOTACIÓN16

4.1	Variables de Operación	16
4.1.1	Perforación	16
4.1.1.1	Proceso de perforación	16
4.1.1.2	Selección del método de perforación	18
4.1.2	Voladura	26
4.1.2.1	Parámetros no controlables.....	26
4.1.2.2	Parámetros controlables.....	28
4.1.2.3	Diseño de voladuras	36
4.1.2.4	Voladuras controladas	37
4.1.2.5	Diferencias entre voladura convencional y voladura controlada....	37
4.1.2.5.1	Voladura convencional	37
4.1.2.5.2	Voladura controlada.....	38
4.1.2.6	Voladura de pre corte	39
4.1.2.7	Voladura amortiguada	41
4.1.2.8	Voladura de producción	42
4.1.2.9	Evaluación de la voladura	52
4.1.3	Carguío y Transporte	53
4.1.3.1	Criterios básicos para la selección de equipos	53
4.1.3.2	Criterios específicos para la selección de equipos	55
4.1.4	Dimensionamiento de equipos	55
4.1.4.1	Índices de operatividad.....	55
4.1.4.2	Relación entre los índices de operatividad	57
4.1.4.3	Dimensionamiento específico de equipos	58
4.1.4.3.1	Dimensionamiento de flota de perforación.....	59
4.1.4.3.2	Dimensionamiento de flota de carguío	60
4.1.4.3.3	Dimensionamiento de flota de transporte	63
4.2	Variables Geométricas	65
4.2.1	Parámetros de diseño	65

4.2.1.1 Relación estéril mineral	65
4.2.1.2 Geometría de diseño	66
4.2.1.2.1 Altura de bancos	68
4.2.1.2.2 Ancho de bancos	68
4.2.1.2.2.1 Bermas	69
4.2.1.2.3 Ángulo de talud	70
4.2.1.2.3.1 Factores de los que depende el ángulo de talud	70
4.2.1.2.4 Caminos de acceso y rampas	74
4.3 Variables Económicas	76
4.3.1 Estimación de la ley de corte	76
4.3.2 Ley de Corte Crítica	76
4.3.2.1 Método tradicional	77
4.3.2.2 Método del beneficio nulo	79
4.3.3 Costos operativos	80
4.3.3.1 Costos de perforación	80
4.3.3.2 Costos de carguío	80
4.3.3.3 Costos de transporte	81
CAPÍTULO V: MODELIZACIÓN	82
5.1 Ejemplo de aplicación	82
CAPÍTULO VI: ANÁLISIS DE RESULTADOS	117
6.1 Secciones de explotación	117
6.2 Relación de descapote	119
6.3 Secuencia minera a 4 años	119
6.4 Dimensionamiento de equipos	121
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	122
BIBLIOGRAFÍA	125
ANEXOS	127

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Elementos de una cantera	4
Figura 2: Mapa funcional metodológico del proyecto	11
Figura 3: Ciclo de un proyecto minero	13
Figura 4: Parámetros en el diseño de perforación	17
Figura 5: Esquema de Perforación a Cielo Abierto	17
Figura 6: Efecto del empuje sobre la velocidad de penetración.....	19
Figura 7: Efecto de la velocidad de rotación sobre la velocidad de penetración ...	20
Figura 8: Efecto del desgaste de la broca en función de la velocidad de penetración	23
Figura 9: Variación de la velocidad de penetración con el diámetro del barreno..	23
Figura 10: Propiedades geomecánicas de las rocas – Módulo de Young	27
Figura 11: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación	30
Figura 12: Velocidad de detonación del ANFO en función de la densidad.....	32
Figura 13: Características técnicas de los explosivos	34
Figura 14: Sistemas de montaje de perforadoras de superficie con sus respectivos diámetros	35
Figura 15: Etapas de preparación de la voladura a cielo abierto.....	36
Figura 16: Diseño de barrenos en banco: Carga de fondo y Carga de columna	48
Figura 17: Mallas de Perforación.....	50
Figura 18: Esquema de arreglo de voladura por filas	51
Figura 19: Esquema de arreglo de voladura en secuencia “V”	51
Figura 20: Esquema de arreglo de voladura por echelón o tresbolillo.....	52
Figura 21: Datos básicos de partida para la selección de equipos mineros	54
Figura 22: Esquema de una corta minera	67
Figura 23: Esquema de explotación de cantera de áridos	67
Figura 24: Distribución espacial de bancos de explotación	69
Figura 25: Perfil de diseño vial de un banco.....	69
Figuras 26, 27, 28: Ángulos de talud	71, 72
Figura 29: Ángulo de talud en planificación	72
Figura 30: Variación de incremento del ángulo de talud	73
Figura 31: Variación de disminución del ángulo de talud	73
Figura 32: Esquema de parámetros geométricos de un banco	75
Figura 33: Esquema de radios de curvatura de rampas.....	76

Figura 34: Modelo de bloque	77
Figura 35: Estimación de ley crítica de corte en base al método del beneficio nulo	79
Figura 36: Esquema de área de concesión	84
Figura 37: Bosquejo de modelo del pit y escombrera.....	85
Figura 38: Área y perímetro del pit y de la escombrera.....	85
Figura 39: Esquema del área previa construcción del pit.	86
Figura 40: Esquema del área con el pit en construcción.	86
Figura 41: Bosquejo de perfil del pit.....	87
Figura 42: Bosquejo de perfil del pit - 3D	87
Figura 43: Perfiles de secciones de explotación del pit - 3D. Vista en planta	88
Figura 44: Perfiles de secciones de explotación del pit. Vista de perfil	88
Figura 45: Esquema del área de explotación, paneles de reserva mineral. Perfil 1	89
Figura 46: Esquema del área de explotación, paneles de reserva mineral. Perfil 2	90
Figura 47: Perfil lateral del yacimiento, bosquejo de geometría del pit inicial	91

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Producción minera reportada. Ecuador 2014.....	7
Tabla 2: Relación broca - empuje	20
Tabla 3: Velocidades de rotación para rocas de diferente dureza	21
Tabla 4: Constante de formación para cálculo de la potencia de rotación.....	24
Tabla 5: Constantes elásticas de las rocas.....	28
Tabla 6: Rangos numéricos de resistencia al agua de explosivos	32
Tabla 7: Categorización de gases nocivos de voladura	33
Tabla 8: Constantes para cálculo de burden – fórmula de Ash.....	46
Tabla 9: Ventajas operativas en la geometría de bancos.....	68
Tabla 10: Características de equipos de cantera	106
Tabla 11: Tiempos de desalojo de material tomados in situ	106
Tabla 12: Toma de tiempos de camiones en botadero de material previo a la trituración primaria.....	107

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Paneles de recursos.....	128
Anexo 2: Programa de extracción – secuencia a 4 años	129
Anexo 3: Cálculos de voladura	130

MODELIZACIÓN DE LA PLANIFICACIÓN DE PRODUCCIÓN MINERA NO METÁLICA A CIELO ABIERTO

RESUMEN

A lo largo del presente trabajo se realiza un análisis sistemático de las variables presentes en los procesos operativos a interior mina, enfocándose únicamente en los del área de cantera, evaluando los parámetros operacionales, geométricos y económicos, cuya relevancia está estrechamente ligada a los ratios de productividad y rentabilidad del proyecto. La metodología utilizada está desarrollada en base a simulaciones hechas para yacimientos no metálicos de aprovechamiento a cielo abierto. Los resultados obtenidos muestran el nivel de correlación que existe entre la programación de planificación de producción, diseño interno de cantera, dimensionamiento de maquinarias/equipos y niveles de rentabilidad esperados a la finalización de un período determinado.

Palabras Clave: Planificación, Variables, Cantera, Productividad, Rentabilidad.



Ernesto Patricio Feijoó Calle
Director del Trabajo de Titulación



Tulio Fernando Valencia Guaricela
Director de Escuela



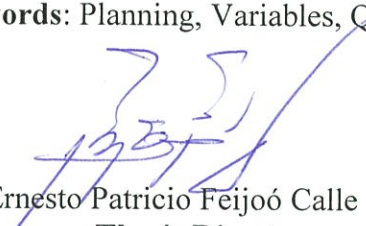
Pavel Joseph Cervantes Choud
Autor

MODELING OF NON-METAL OPEN PIT MINE PRODUCTION PLANNING

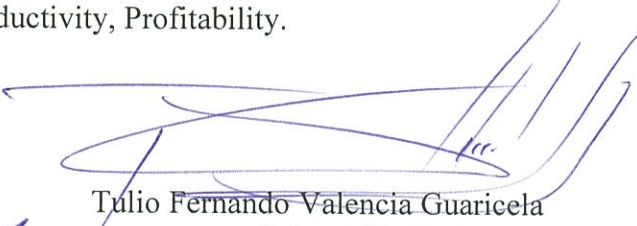
ABSTRACT

This work performs a systematic analysis of the variables present in the interior mine operational processes, focusing only on those of the quarry area, evaluating the operational, geometric and economic parameters whose relevance is closely linked to the ratios of productivity and profitability of the project. The methodology used is developed on the basis of simulations made for non-metal open pit deposits. The results show the correlation level between production planning, internal quarry design, machine / equipment sizing and expected profitability levels at the end of a given period.

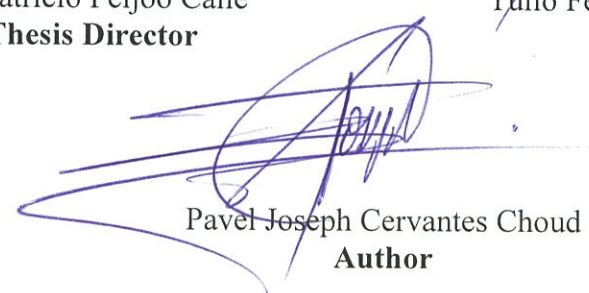
Keywords: Planning, Variables, Quarry, Productivity, Profitability.



Ernesto Patricio Feijoo Calle
Thesis Director



Tulio Fernando Valencia Guaricela
School Director



Pavel Joseph Cervantes Choud
Author



UNIVERSIDAD DEL
AZUAY
Dpto. Idiomas



Translated by,
Lic. Lourdes Crespo

Pavel Joseph Cervantes Choud

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoó Calle. Msc.

Enero, 2017

MODELIZACIÓN DE LA PLANIFICACIÓN DE PRODUCCIÓN MINERA NO METÁLICA A CIELO ABIERTO

INTRODUCCIÓN

La minería no metálica a cielo abierto en el Ecuador se ha caracterizado tradicionalmente por ser explotaciones de pequeña y mediana escala, con una limitada tecnificación en la mayoría de los casos, en las que los planeamientos de diseño y producción han sido llevados a cabo muchas veces en base a la revisión y experiencias adquiridas de técnicas aplicadas sobre yacimientos similares, y donde dicha producción ha servido para abastecer, sin mayores complicaciones, los mercados locales del área de la construcción.

A pesar de ello, la importancia y desarrollo que representa la actividad minera no metálica en el país, implica un alto grado de planificación técnica y económica a lo largo de los procesos de producción, que derive a su vez en la toma de decisiones adecuadas bajo un esquema de rentabilidad y que aporte a la cohesión de aspectos fundamentales, como: contribuir al crecimiento económico y social, crear fuentes de trabajo y generar divisas.

La planificación de producción en minería a cielo abierto representa un aspecto fundamental para el desarrollo de la actividad, permite el cumplimiento de los objetivos trazados o su replanteo de ser el caso, además ofrece ser una herramienta para el diseño y evaluación de las operaciones de producción que conlleve a alcanzar un rendimiento óptimo de manera eficaz y sistemática, reduciendo a su vez los riesgos o incertidumbres que pudieran estar presentes en cada una de las fases operativas.

Dentro de las fases de planificación y diseño de una mina, el conocimiento de los parámetros específicos del yacimiento permite modelar un sistema operativo de explotación que consienta un máximo aprovechamiento de manera secuencial del recurso extraído, siendo este sistema operativo acoplable a factores de variabilidad en la explotación, como lo son por ejemplo las características geomecánicas del

mineral y del estéril, resistencia a la fragmentación del material, su arranque y posterior transporte, entre otros.

Tan importante como la definición del sistema operativo de explotación, es el establecimiento de los parámetros de diseño y variables en los procesos de mina, ya que en función de aquello se definirán tanto los métodos extractivos, como la elección de los equipos de arranque, carga y transporte.

En el presente trabajo de investigación se abordará de manera holística el estudio de cada uno de estos parámetros, con la finalidad de determinar su secuenciación, grado de importancia e incidencia dentro de un proyecto minero; de igual manera, se plantearán alternativas que permitan brindar modelos de planificación adecuados a los procesos productivos.

CAPÍTULO I

REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1 Explotaciones no metálicas a cielo abierto, tipo cantera

Una cantera tiene forma de cráter con escalones sucesivos más o menos circulares. Cada uno de ellos (desde los más elevados hasta los más profundos con un mayor diámetro respectivamente) constituye una superficie de frente de tajo circular (o en arco de círculo si está en el flanco de una montaña) donde se procede al arranque, carga y transporte del mineral y el estéril.

Las explotaciones de tipo cantera constituyen las principales fuentes de abastecimiento de materiales pétreos utilizados en el área de la construcción de obras civiles, represas, vías, estructuras y demás; se caracterizan por ser explotaciones superficiales de rocas áridas, ornamentales e industriales, cuya extracción se la realiza a través de técnicas y métodos ingenieriles acoplados a las características específicas de los yacimientos. Debido a esto, los costos de las materias primas extraídas representan un factor de gran importancia en la economía de un proyecto, que a su vez está directamente relacionado con su rentabilidad en el tiempo. (Herrera, J., 2006).

1.2 Clasificación de canteras

Las canteras se pueden clasificar de las siguientes tres maneras:

a) Según el tipo de explotación:

- Canteras a cielo abierto en laderas, cuando la roca se arranca en la falda de un cerro.
- Canteras a cielo abierto en corte, cuando la roca se extrae de cierta profundidad en el terreno (Pit).
- Canteras subterráneas.

b) Según el material a explotar:

- Canteras de materiales consolidados o roca.
- Canteras de materiales no consolidados, como: suelos, saprolito, agregados, terrazas aluviales y arcillas.

c) Según su origen:

- Canteras de formación de aluviales.
- Canteras de roca o peña. (Rojas, Z., 2013)

1.3 Elementos de una cantera

Entre los parámetros principales que conforman una cantera, se encuentran:

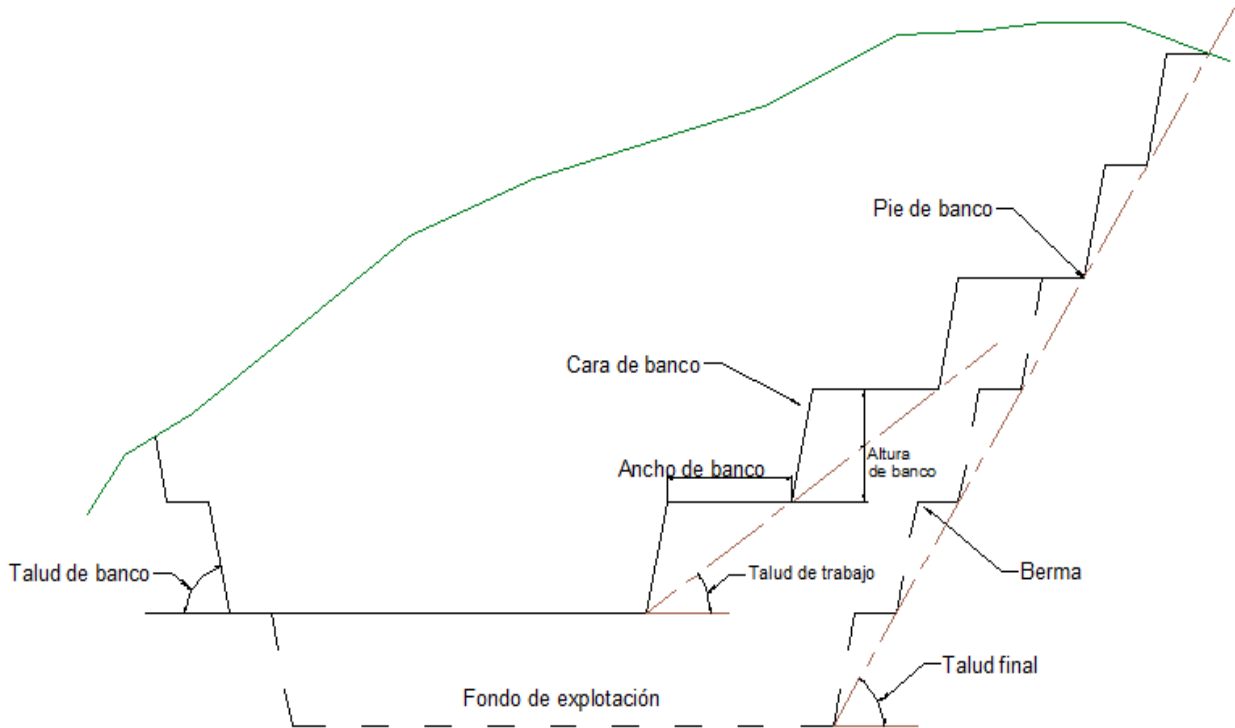


Figura 1: Elementos de una cantera

Fuente: (Herrera, J., 2007)

Banco.- módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota de mineral y/o estéril y es objeto de excavación desde un punto determinado hasta una posición final preestablecida.

Altura de banco.- distancia vertical entre dos niveles, desde el pie del banco hasta la parte superior del mismo. La altura del banco viene dada por las especificaciones de la maquinaria o de operación, tales como: Perforadoras, palas, y normas oficiales.

Talud de banco.- ángulo determinado por la horizontal –desde el pie del banco– y la línea de pendiente máxima que se encuentra en la cara del mismo.

Talud de trabajo.- ángulo formado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentran algunas plataformas de trabajo.

Berma.- plataformas horizontales existentes en los límites de excavación sobre los taludes finales, coadyuvan a mejorar la estabilidad del talud y las condiciones de seguridad frente a deslizamientos o caídas de material.

Talud final de explotación.- ángulo de talud estable delimitado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza del superior.

Límites finales de la explotación.- corte espacial hasta donde se realizan las excavaciones. El límite vertical determina el fondo final de la explotación y los límites laterales, los taludes finales de la misma.

Pistas.- estructuras a través de las cuales se efectúan movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos del yacimiento. Se caracterizan por su anchura, pendiente y perfil.

Ángulos de reposo del material.- es el talud máximo para el que es estable sin deslizar el material suelto que lo constituye y en condiciones de drenaje total después de vertido. (Herrera, J., 2007)

1.4 Definición de Áridos

En la industria de la construcción y obras civiles, se denomina “áridos” a las rocas que, tras un proceso de tratamiento industrial (clasificación por tamaños en el caso de los áridos granulares, o trituración, molienda y clasificación en el caso de los áridos de machaqueo), se emplean en la industria de la construcción en múltiples aplicaciones que van desde la elaboración, junto con un material ligante (cemento portland, cales hidráulicas, yesos, alquitrán, etc.), de hormigones, morteros y aglomerados asfálticos, hasta la construcción de bases y sub-bases para carreteras, balastos y sub-balastos para vías de ferrocarril, o escolleras para la defensa y construcción de puertos marítimos, entre otros. Es un material granular (pequeños trozos de roca) que, en la mayoría de los casos, suele tener una distribución granulométrica adecuada. (Álvarez, F., 2014).

Los áridos pueden definirse a aquellos materiales que cumplen con las siguientes condiciones:

- Ser materiales minerales sólidos e inertes de origen natural o artificial.
- Son dimensionados en su granulometría.
- Son utilizados, mediante su mezcla íntima con aglomerantes de activación hidráulica (cales, cementos, etc.) o con ligantes bituminosos, para la fabricación de:

- Hormigones.
- Productos artificiales resistentes.
- Aglomerados asfálticos.
- Lastres para la construcción de bases, sub bases granulares, bases estabilizadas, etc., en construcción de obras de infraestructura.
- Balastos, sub balastos y gravillas de vías.
- Escollera como elemento de protección frente a la erosión marina, fluvial o eólica.
- Rellenos de diverso tipo.
- Materias primas para la industria de: cemento, yesos, arenas, cargas para fabricación de pinturas, papel, micronizados, etc. (Herrera, J., 2006).
-

En la mayor parte de las aplicaciones industriales, se justifica el empleo de áridos en razón a su comportamiento estable frente a las acciones químicas del medio o a los agentes externos, así como a su resistencia mecánica frente a cargas y vibraciones. No se deben considerar como áridos, por lo tanto, aquellas sustancias minerales utilizadas como cargas en diversos procesos industriales, que por sus características físico-químicas, afectan sustancialmente al producto obtenido y a sus especificaciones (por ejemplo, calizas para cargas en la industria del papel), ni aquellas otras cuyo empleo en procesos industriales no tiene que ver con su estabilidad e inercia química o con su resistencia mecánica, sino con la aportación al proceso de unos determinados elementos químicos que hacen posible la elaboración del producto (caso de las calizas para cementos o para cales, arenas silíceas para fabricación de vidrio, etc.). (Álvarez, F., 2014).

1.5 Importancia económica de los áridos

Los áridos suponen hasta un 50% de la producción minera mundial (Herrera, J., 2006), el consumo de los mismos está íntimamente relacionado con el desarrollo socioeconómico de cada país y, consecuentemente, con la calidad de vida alcanzada en la sociedad.

La industria del cemento, principal ingrediente en la construcción de viviendas, emplea grandes cantidades de áridos calizos o dolomíticos finamente molidos, estos -sumados a la piedra y arena utilizadas en la construcción- convierten al sector minero de agregados en la base y fundamento de la industria de la construcción. (Cristina, A., 2015).

“En el Ecuador, el uso de áridos pétreos en el sector de la construcción ha sufrido un incremento en los últimos 12 años “es el grupo de minerales no metálicos que

mayor crecimiento tiene con 315,2% al pasar de 29 toneladas en el año 1998 a 98,74 toneladas en el 2010”.”. (Contreras Lojano, C., 2012).

“Según un informe de la Cámara Cantonal de Minería de Guayaquil, en los últimos 4 años la producción de minerales no metálicos alcanzó un crecimiento de cerca de 4 millones de TM. En 1992 la producción fue de 3,82 millones, mientras en 1994 fue de 7,05 millones. En cuanto a la generación de divisas, se pasó de US 8,85 millones en 1992 a 20,4 millones en 1995. La caliza es el mineral con mayor crecimiento, al pasar de 772 mil TM en 1992 a 6,2 millones de TM en 1995. Le siguen en importancia la arcilla y el yeso”. (Banco Central del Ecuador, 1996).

La demanda de áridos y concreto relacionada al crecimiento en vivienda en el Ecuador, presenta las siguientes cifras a considerar:

“En el año 1990 en el país existían 2’008.655 viviendas, de las cuales el 57.72% eran de hormigón; al año 2010 el número de viviendas se incrementó a 3’748.919, de las cuales el 9.60% son de hormigón, y el 68.89% de ladrillo o bloque, dando un total acumulado de 78.50%”. Estas cifras arrojan un crecimiento porcentual del 86.64% en construcción de viviendas a base de áridos y concreto para los 20 años en cuestión, e indican la importancia en el nivel de utilización y demanda de estos materiales como fuente primordial del crecimiento urbano y rural de la población. (Contreras Lojano, C., 2012).

Según datos estadísticos de la producción minera reportada al año 2014 en el Ecuador (actualizado a 16/10/2015), presenta las siguientes cifras para minerales no metálicos (ARCOM, 2014, Informe de Producción Reportada):

MINERAL	VOLUMEN m³	INGRESO U.S.\$	INVERSIÓN U.S.\$	EMPLEO Nº
Caliza	6’319.428,21	16’714.900,42	1’618.159,82	337
Materiales de Construcción	13’971.075,87	16’360.640,54	3’981.975,20	2056
Arcilla	770.936,72	1’832.537,99	0,00	84
Feldespatos	183.259,13	586.620,00	0,00	40
Sílice	80.868,95	2’339.770,81	0,00	53
Piedra Pómez	1’728.949,27	2’275.342,58	0,00	40
Caolín	40.236,36	418.179,00	0,00	22
Yeso	0,00	0,00	0,00	0
Mármol	0,00	0,00	0,00	0
TOTAL (Nacional)	23’094.781.51	40’527.991,34	5’600.135,02	2632

Tabla 1: Producción minera reportada. Ecuador 2014

Fuente: (ARCOM, 2014)

1.6 Características generales de la productividad en la industria minera no metálica a cielo abierto

El concepto de productividad hace referencia a la eficiencia productiva con que es utilizada una unidad de factor o insumo, implica por tanto un cociente entre lo producido y lo insumido (Góngora, M., 2015).

“La productividad y su medición es un tema que se ha instalado dentro de la agenda minera en los últimos años. Sobre todo considerando alza en los costos de producción por el aumento de los precios de la electricidad, mano de obra y la escasez de agua, entre otros.

El concepto de productividad corresponde a la relación que existe entre la cantidad de insumos y recursos utilizados para la obtención de un producto determinado. En este sentido, la PTF (Producción Total de Factores) se entenderá como la diferencia entre la producción real y el valor estimado de producción de una faena en particular en un tiempo dado, determinado por sus factores productivos. La función de producción estimada se calcula a través de una regresión lineal en base a datos históricos de los factores productivos considerados como explicativos (capital físico, dotación de personal, consumo energía, ley de mineral y la razón de estéril - mineral) sobre la especificación de un modelo de función de producción transcendental logarítmico.” (Comisión Chilena del Cobre, 2014).

En el presente estudio, el análisis de producción general de un yacimiento a cielo abierto considera únicamente los factores técnicos preponderantes a nivel de cantera, la cual se modelará en forma de un cráter con escalones sucesivos más o menos circulares. Cada uno de ellos, desde los más elevados tienen un diámetro mucho mayor que los más profundos, constituyendo una especie de tajo circular o arco de círculo.

Durante la extracción, es preciso arrancar y cargar por separado el estéril y mineral, tanto por la selectividad y requerimientos específicos de la calidad mineral, cuanto por optimización de los costos de transporte, mismo que se realiza hasta la escombrera (estéril) o hasta la primera fase de procesamiento (mineral) franqueando los escalones sucesivos de la cantera mediante las rampas de unión preparadas para el efecto.

Para explotar una capa con poco recubrimiento, la cantera podrá no tener más que dos escalones: uno para el recubrimiento y otro para la capa productiva. Adicionalmente estos escalones serán desiguales si lo son los espesores respectivos del estéril y mineral. Por otra parte, en el caso de esta clase de yacimientos, que se dan con frecuencia en la naturaleza, se intenta reducir los transportes arrojando los

estériles directamente, sin pasar por camiones o vagones. Estos estériles rellenan, inmediatamente, hacia atrás, el vacío hecho en la parte anterior con los arranques precedentes.

Esta operación llamada “trasbordo”, es mucho más económica que un transporte. Puede hacerse directamente con equipo de carga de la cantera (palas, cargadoras o dragalines) o con aparatos especiales (puentes de traslado)”. (Herrera, J., 2007).

Un parámetro que adquiere singular importancia, es la proporción que representa el mineral sobre el total (en volumen o en TM), y que determina si la mina a cielo abierto es o no viable de explotación económicamente.

Las actividades que comprende la explotación minera a cielo abierto, se las puede clasificarlas en: Exploración y Desarrollo; Perforación y Voladura; Carguío y Acarreo.

CAPÍTULO II

METODOLOGÍA

A lo largo de la investigación se considera la revisión, estudio, análisis y medición de las variables presentes y mayormente representativas a nivel de cantera en una explotación minera no metálica a cielo abierto, sin perjuicio de poder analizar aquellas que en menor grado lo sean. Se efectúa un trabajo de compilación de información y análisis estadístico de los parámetros de extracción y producción, en el cual a través de la generación de diversos escenarios, se arrojarán resultados que permitan plasmar modelaciones adecuadas a los procesos productivos de una cantera a cielo abierto.

2.1 Análisis Metodológico

Para lograr lo propuesto, se analizarán por separado cada uno de los procesos productivos, evaluando los factores que intervienen de manera individual en las técnicas de perforación, voladura, carguío y transporte de material; para ello se indagarán detenidamente dichos procesos con el fin de obtener y sintetizar la información requerida y someterla a los posteriores análisis.

Se realiza un compendio de información teórica y de diversas fórmulas aplicadas a las técnicas mencionadas, en busca de una concordancia y concatenación de procesos, tanto de manera individual como global.

Adicionalmente, se realizarán evaluaciones a nivel de costos operativos, en las que se valoren las variables principales y permitan evidenciar diversos estados o condiciones de productividad bajo escenarios cambiantes. Bajo este contexto, se tomarán referencias bibliográficas basadas en aplicaciones reales de campo; se tendrán en consideración las características de los yacimientos a explotar, la maquinaria y equipos a utilizar, tiempos de operación, y demás elementos que fuesen necesarios incluirlos.

2.2 Aplicación de Instrumentos

En la búsqueda y consecución de los objetivos planteados, serán aplicadas herramientas de análisis estadístico que permitan modelar escenarios matemáticos, financieros y evidentemente técnicos, diversos, a través de la “calibración” o ajustes de las variables de estudio; para ello se usará básicamente la herramienta de software Microsoft Excel, así como programas de modelación y diseño gráfico como son: AutoCAD y ArcGIS.

2.3 Mapa Funcional

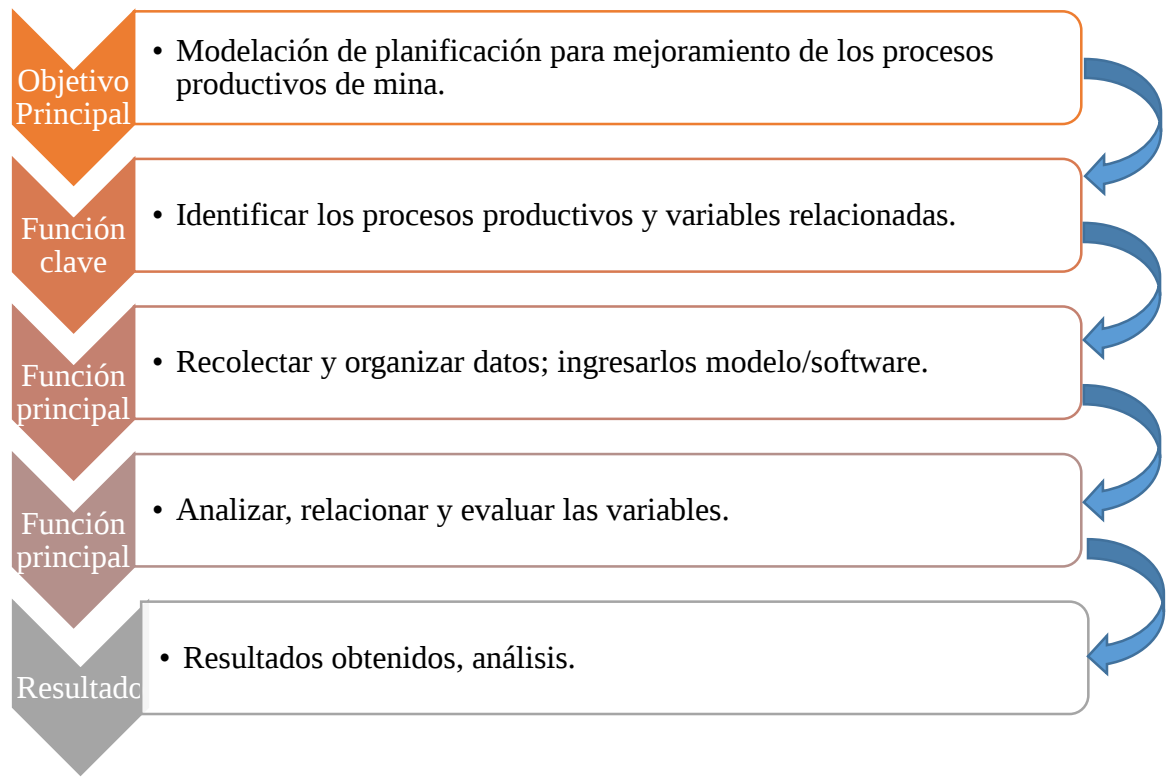


Figura 2: Mapa funcional metodológico del proyecto

CAPÍTULO III

INTRODUCCIÓN A LOS PROCESOS DE PRODUCCIÓN A CIELO ABIERTO

Previo a la determinación de parámetros y variables a ser estudiadas, es necesario conocer las características y procesos de producción de la industria minera a cielo abierto, mismos que se anotan a continuación:

3.1 Características Generales

En la minería a cielo abierto se realizan trabajos de excavación y remoción de la capa superficial o suelo hasta llegar al macizo rocoso, filón o capa, en donde se encuentran la mineralización y el estéril; es preciso, por ende, arrancar de manera secuencial ambos tipos de materiales debido a las irregularidades geológicas que, de manera general, pudieran estar presentes. Para ello se debe tener en cuenta el orden y encadenamiento de cada uno de los pasos a seguir, con el fin de optimizar cada uno de ellos.

A continuación se presenta una caracterización general de las explotaciones a cielo abierto, de acuerdo a la naturaleza estructural y disposición del yacimiento, pudiendo ser de:

- a) Capa horizontal con recubrimiento duro.
- b) Una o varias capas horizontales con recubrimientos duros y blandos intercalados.
- c) Caso general: volumen de pendiente de potencia variable, rodeada de estériles.

3.2 Ciclo de Vida de un Proyecto Minero

El ciclo de vida de un proyecto a cielo abierto, consiste, a breves rasgos, de las siguientes fases:

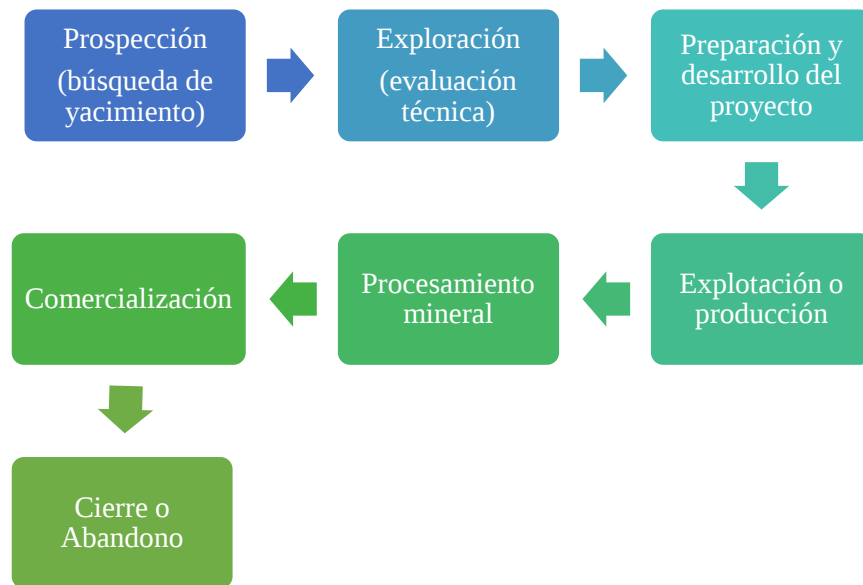


Figura 3: Ciclo de un proyecto minero
Fuente: (Estudios Mineros del Perú, 2012)

Los procesos mineros presentan etapas de desarrollo de maduración variable, que están en función tanto del tamaño del proyecto, como de las características del mineral de interés a extraer y capital invertido a lo largo de la vida productiva.

3.3 Criterios para la determinación de variables en los procesos de mina

Para la determinación y uso de variables a ser medidas, se tomó en cuenta principalmente aquellas que influyen directamente en los procesos de extracción y diseño en mina, bien sea en una planificación a mediano plazo como una de largo plazo; así, se analizan los procesos de: Perforación, Voladura, Carguío y Transporte de materiales.

Para cada uno de estos parámetros, se consideran los procesos unitarios, las características generales, su secuenciamiento y concatenación entre ellos, costos aproximados, entre otros.

Será necesario analizar detalladamente cada uno de los factores tecnológicos presentes aplicados, con el fin de buscar sus máximos rendimientos al menor costo y pérdidas posibles.

Adicionalmente, es preciso considerar la definición de los límites de la explotación a cielo abierto, esta proposición permitirá idealizar de manera teórica los límites físicos del yacimiento, para lo cual se deberá tener un criterio de extracción del

material que mejor convenga, en función a su vez de un aprovechamiento global de los recursos.

Bajo este concepto, existen varios métodos de definición de los límites económicos de explotación, en los que se toma en consideración aspectos técnicos y económicos; entre los aspectos técnicos se pueden citar: Dimensionamiento de maquinaria a utilizar, Volumen de estéril a remover, Volumen de mineral, Vías y rampas de acceso, Características geométricas de bancos; mientras que en los económicos se pueden citar: Precio del producto, Costos relacionados a la producción, Costo de minado, Recuperación del proceso productivo.

Los parámetros y variables a ser evaluadas se han considerado en función de aquellas que presentan una relación directa con la explotación de bancos (independientemente de su naturaleza estructural y disposición del yacimiento), atendiendo específicamente a la etapa productiva del proyecto y teniendo en cuenta el diseño final o límite económico de la explotación.

3.4 Determinación de parámetros y variables a utilizar

3.4.1 Variables Operativas

Perforación:

- ✓ Diagramación de malla de perforación
- ✓ Selección de aceros y diámetros

Voladura:

- ✓ Explosivos.- propiedades, usos, cargas de voladura
- ✓ Secuencia de voladura

Carguío y transporte:

- ✓ Tiempos de carga y descarga
- ✓ Tiempos muertos

Dimensionamiento de equipos:

- ✓ Dimensionamiento, capacidades, posicionamiento

3.4.2 Variables Geométricas

Bancos:

- ✓ Altura, ancho, ángulo de talud, bermas

Vialidad interna:

- ✓ Longitud y ancho de vías
- ✓ Pendientes mínimas y máximas

3.4.3 Variables Económicas

Ley de corte:

- ✓ Estimación de la ley de corte

Costos operativos:

- ✓ Costos en perforación, voladura, carguío y transporte

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE OPERACIONES UNITARIAS Y VARIABLES DE EXPLOTACIÓN

4.1 Variables de Operación:

4.1.1 Perforación

La perforación tiene por objetivo construir un espacio físico de diámetro definido en el macizo rocoso, en el cual será albergado el explosivo para su posterior detonación y fracturación del material, llevando a cabo el proceso de manera adecuada, es necesario tener en cuenta los siguientes aspectos de manera secuencial:

- a) Limpieza y topografía del área
- b) Diagramación de malla de perforación
- c) Selección de maquinaria y equipos (perforadoras, barrenos de perforación, diámetros)
- d) Perforación
- e) Muestreo de detritus
- f) Verificación de calidad de barrenos perforados
- g) Retiro de maquinaria

El banqueo es un método de explotación en minería a cielo abierto que se utiliza generalmente en canteras de piedra y de caliza, así como en diferentes obras civiles, tales como: carreteras, presas, centrales eléctricas, etc. El principio básico para su construcción es el mismo en todos los trabajos de banqueo, pudiendo variar la profundidad, inclinación y diámetro de los barrenos, según su finalidad e importancia.

4.1.1.1 Proceso de perforación

Se lleva a cabo con perforadoras rotativas y/o de rotopercusión, acompañadas de equipos auxiliares como: compresores, captadores de polvo, tanques reservorios de agua, entre otros. Las características de los equipos de perforación estarán en función de las características del yacimiento, tanto físicas y geométricas como litológicas. Para que el proceso de perforación se desarrolle de manera adecuada, es necesario tener en cuenta los siguientes factores:

- ✓ Diseño de malla de perforación
- ✓ Altura del banco
- ✓ Diámetro de perforación
- ✓ Longitud de carga
- ✓ Burden o piedra
- ✓ Taco

- ✓ Espaciamiento entre barrenos
- ✓ Longitud de perforación
- ✓ Sobre-perforación
- ✓ Número de perforaciones
- ✓ Perforación total

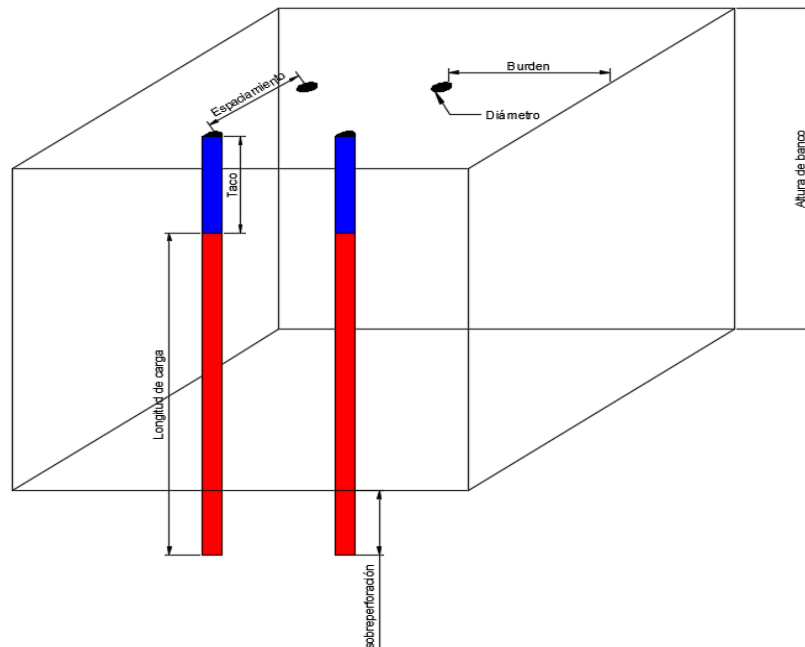
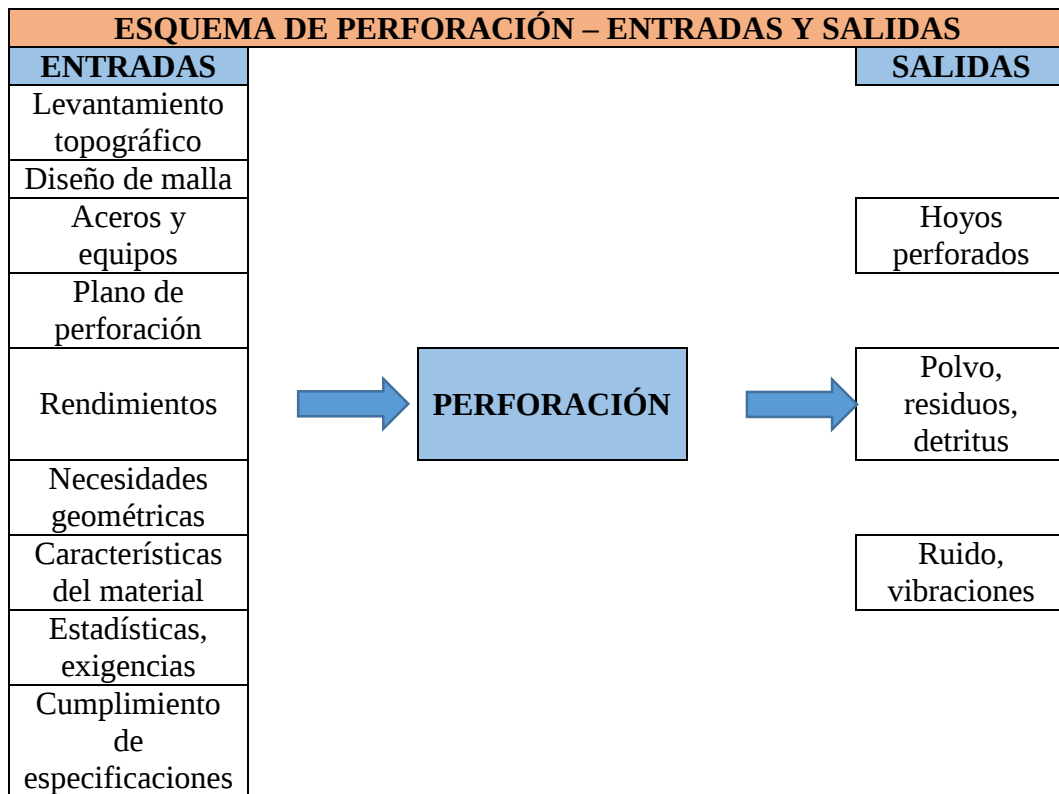


Figura 4: Parámetros en el diseño de perforación
Fuente: (Cáceres, V., 2012)



técnicas, precios, rendimientos esperados	
--	--

Figura 5: Esquema de Perforación a Cielo Abierto

Fuente: (Delgado, J., 2008)

4.1.1.2 Selección del método de perforación

El procedimiento para seleccionar el método de perforación requiere del análisis de varios parámetros, como son: el tipo de roca a perforar, dimensionamiento del área a ser perforada, maquinaria y equipos a requerir, consumos de energía y combustibles, tasa de perforación, aceros de perforación, costos.

De los sistemas de perforación aplicados en minería a cielo abierto, el sistema mecánico es el mayormente utilizado, mismo que se realiza a través de los métodos de rotación, percusión y rotopercusión; en cada uno de ellos el diámetro de los taladros estará en relación directa tanto al grado de fragmentación de la roca, como a la efectividad del explosivo utilizado en la voladura; así, mientras mayor sea el diámetro perforado y menor espaciamiento existe entre ellos, mayor será el grado de fragmentación y efectividad del explosivo, reduciéndose a su vez los costos.

El sistema de perforación percutiva y rotopercutiva, son ampliamente utilizados en minería a cielo abierto para el arranque primario de la roca, utilizando una alta tasa de consumo de energía y un uso periódico y determinado de materiales y equipos.

Las variables internas que están presentes en el proceso de perforación de rotación son:

Empuje de la broca.- fuerza proporcionada a la broca a través del abastecimiento de energía del varillaje acoplado a ella, para efectuar las acciones axiales y momentos dinámicos que cortarán y penetrarán la roca; para que esta acción tenga efecto, el empuje deberá ser mayor a la resistencia a la compresión de la roca.

Durante la perforación del macizo, pueden existir las siguientes situaciones:

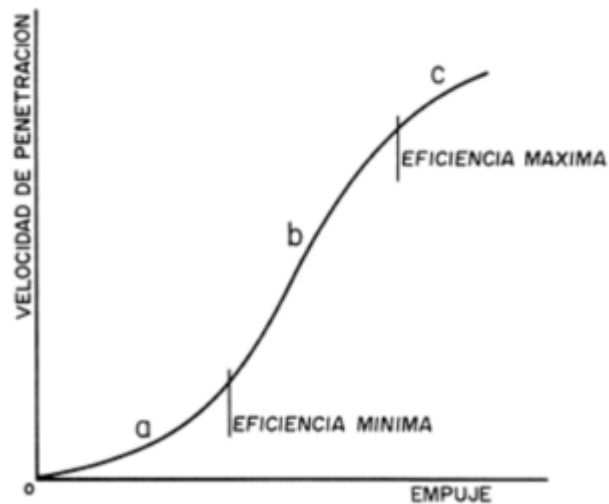


Figura 6: Efecto del empuje sobre la velocidad de penetración
Fuente: (Jimeno, L., 1987)

- a) Empuje insuficiente
- b) Avance eficiente
- c) Agarrotamiento de la broca (tricono)

El Empuje Mínimo, por debajo de la cual el macizo rocoso no es perforado, se puede calcular con la siguiente ecuación¹:

$$E_m = 28.5 \times RC \times D$$

Donde:

E_m = Empuje mínimo (libras)

RC = Resistencia a la compresión de la roca (MPa)

D = Diámetro del tricono (pulgadas)

El Empuje Máximo, por encima de la cual se produce el agarrotamiento del tricono, es equivalente al doble de la eficiencia mínima:

$$E_M = 2 \times E_m$$

El Empuje Límite que soporta la broca y que está en función del tamaño de los cojinetes, está en dependencia del diámetro del tricono:

$$E_L = 810 \times D^2$$

¹ Instituto Tecnológico Geominero de España. 1994. Segunda Edición.

Donde:

E_L = Empuje límite del tricono (libras)

D = diámetro (pulgadas)

En la siguiente tabla se muestran los valores límites de empuje para los respectivos diámetros de tricono:

Diámetro del Tricono (pulgadas)	Empuje Límite (libras)
5 ¹ / ₈	21.000
6 ¹ / ₄	31.000
6 ³ / ₄	37.000
7 ⁷ / ₈	50.000
9	65.000
9 ⁷ / ₈	79.000
12 ¹ / ₄	121.000

Tabla 2: Relación broca - empuje

Fuente: (Instituto Tecnológico Geominero de España. 1994)

Velocidad de rotación.- velocidad a la que gira la broca y que está en proporción de la unidad respecto a la velocidad de penetración, hasta alcanzar un límite en función de la evacuación de detritus.

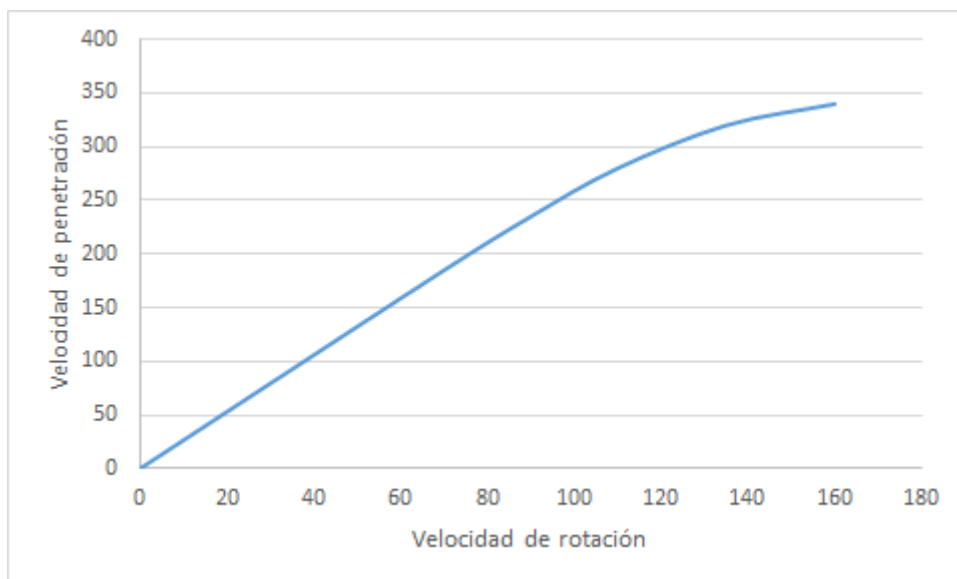


Figura 7: Efecto de la velocidad de rotación sobre la velocidad de penetración

Tipo de Roca	Velocidad de Rotación (rpm)
Blanda	75 – 160
Media	60 – 180
Dura	35 – 70

Tabla 3: Velocidades de rotación para rocas de diferente dureza

Fuente: (Instituto Tecnológico Geominero de España. 1994)

Las velocidades de rotación pueden variar desde los 60 a 120 rpm para las brocas de acero, y de 50 a 80 rpm para las de carburo de tungsteno.

Desgaste de la broca.- Los factores que inciden en el desgaste de las brocas de perforación, son (Juárez López, R., 2012):

Factores geológicos.- textura, estructura del macizo, meteorización, erosión de suelos y rocas, características y propiedades físicas de la formación, entre las que se pueden mencionar:

Abrasividad.- composición de materiales abrasivos, especialmente aquellos que contengan sulfuros, en la constitución del macizo rocoso.

Resistencia específica de la roca.- este parámetro está relacionado con la litología y eventos geológicos presentados; depende en gran medida del grado de compactación de los granos, texturas y tamaños de los mismos.

Para el caso de yacimientos de caliza o rocas carbonatadas, la resistencia compresiva se puede calcular con las siguientes fórmulas (Smorodinov, M.I. Motovilov, E.A. and Volkov, 1970):

$$Co = - 0.88e^{2.85\rho}$$

$$Co = 259e^{-0.91\theta}$$

Donde:

ρ = Densidad

θ = Porosidad

Factores operativos.- son diseñados en función de los requerimientos de perforación, maquinaria, equipos y características geológicas de la roca a atravesar; se pueden mencionar:

Peso sobre la broca.- se agudiza con el constante desgaste de los dientes o cortadores la misma durante el proceso de perforación.

Velocidad de rotación.- las velocidades críticas de rotación pueden causar desgastes prematuros en las coronas, para evitar esta situación, es necesario tener presente que la velocidad de rotación adecuada será aquella que produzca un máximo ritmo de penetración. En formaciones blandas la velocidad de rotación sufre un incremento proporcional, mientras que en formaciones de mayor dureza puede ocurrir lo contrario y llegar a valores cercanos a las velocidades críticas, causando por ende, un desgaste temprano de las brocas.

Limpieza en el fondo del pozo.- es un factor que puede afectar al desgaste de la broca, debido a las obstrucciones que pudieran producir los detritus en el fondo del barreno.

Geometría del pozo.- generalmente dependerá de la experiencia de campo, así como de los errores que pudieran darse en el proceso de perforación, tales como desviaciones de los taladros, sobrecarga o carga excesiva, entre otros.

Manejo y transporte.- tiene que ver con los cuidados que deben darse al equipo de perforación y en especial a las brocas, a lo largo de su manejo y traslado hacia el lugar de utilización.

La siguiente figura muestra la relación existente entre la velocidad de penetración y el desgaste porcentual de la broca a medio uso, en un orden del 50 al 75% respecto a una broca nueva:

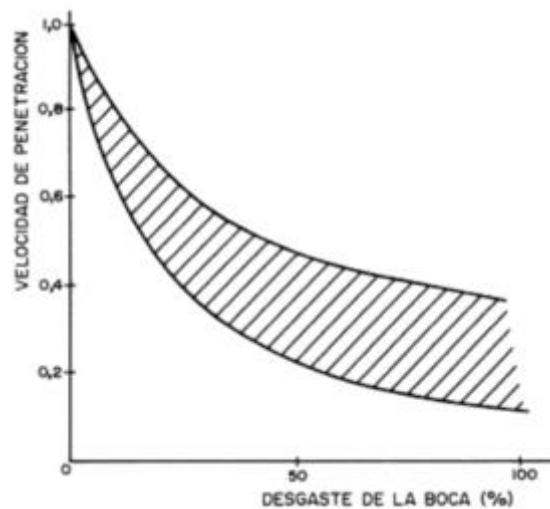


Figura 8: Efecto del desgaste de la broca en función de la velocidad de penetración
Fuente: (Instituto Tecnológico Geominero de España. 1994)

Diámetro del barreno.- estará en función tanto del explosivo a usar como del diámetro de fragmentación de roca que se desea; la velocidad de penetración es proporcional al inverso del diámetro del barreno al cuadrado.

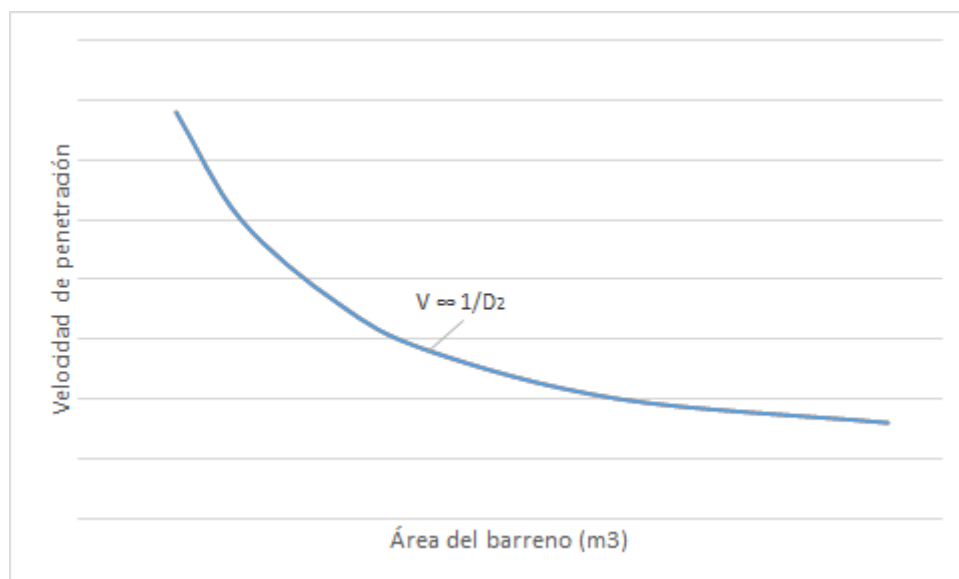


Figura 9: Variación de la velocidad de penetración con el diámetro del barreno

Potencia de rotación.- es la potencia requerida para la penetración del macizo rocoso en función de los parámetros de diseño de los bancos de explotación, así como de las características físicas, mecánicas y geológicas del yacimiento. La potencia requerida será igual:

$$HPr = \frac{Nr \times Tr}{5.250}$$

Donde:

HP_r = Potencia de rotación (HP)

N_r = Velocidad de rotación (rpm)

T_r = Par de rotación (lb-pies)

El par de rotación se incrementa en función del empuje sobre la broca y la profundidad del barreno perforado, generalmente las perforadoras son diseñadas para una capacidad Par de Rotación entre 10 y 20 lb-pie (~1.38 Kgf/m). Cuando se desconoce el valor referente al par de rotación, este se puede calcular de la siguiente manera:

$$HP_r = K \times N_r \times D^{2.5} \times E^{1.5}$$

Donde:

HP_r = Potencia de rotación (HP)

N_r = Velocidad de rotación (rpm)

D = Diámetro de perforación (pulg)

E = Empuje (miles de libras por pulgada de diámetro)

K = Constante de formación (tabla 4)

Roca	Resistencia a la compresión (MPa)	Constante K
Muy blanda	-----	14×10^{-5}
Blanda	-----	12×10^{-5}
Medio blanda	17.5	10×10^{-5}
Media	56.0	8×10^{-5}
Dura	210.0	6×10^{-5}
Muy blanda	476.0	4×10^{-5}

Tabla 4: Constante de formación para cálculo de la potencia de rotación.

Fuente: (Instituto Tecnológico Geominero de España. 1994)

Velocidad de penetración.- es la velocidad a la cual la broca avanza a través del macizo, creando consecuentemente un espacio de diámetro definido en el que posteriormente se alojará el explosivo. La velocidad de penetración depende de varios factores: propiedades físico mecánicas de la roca, características geológicas, fuerzas y estructura interna; una forma empírica para determinar la velocidad de penetración en un macizo, sería mediante el uso de la siguiente ecuación:

$$VP = N_r \times p$$

Donde:

VP = Velocidad de penetración

Nr = revoluciones por minuto

p = avance de la broca en cada revolución

Sin embargo, la velocidad de penetración se la puede calcular también en función de los sistemas rotativos o de roto percusión.

- Velocidad de penetración en sistemas rotativos:

En estos sistemas se aplican fórmulas empíricas que combinan varias variables operativas del proceso de perforación para el cálculo requerido, como son:

- Empuje del Tricono
- Diámetro de perforación
- Resistencia a la compresión
- Velocidad de rotación

Con lo cual se tiene la siguiente expresión (A. Bauer, & P. Calder, 1971):

$$VP = [61 - 28\log RC] \times \frac{E}{D} \times \frac{N}{300}$$

Donde:

VP = Velocidad de penetración (pies/hora)

RC = Resistencia a la compresión (entre 15000 y 50000 lb/pulg²)

E/D = Empuje unitario (miles de libras por pulgada de diámetro)

N = Velocidad de rotación (rpm)

En 1978 R. Praillet formuló:

$$VP = \frac{63.9 \times E \times N_r}{RC^2 \times D^{0.9}}$$

Donde:

VP = Velocidad de penetración (pies/hora)

E = Empuje

N_r = Velocidad de rotación

RC = Resistencia a la compresión (MPa)

D = Diámetro del tricono (mm)

4.1.2 Voladura

La voladura de rocas es un proceso tridimensional en el que los explosivos confinados al interior de los taladros perforados generan altas presiones y concentración de energía, misma que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

Los efectos mencionados son de gran importancia, pues el primero brindará información sobre el diámetro o tamaño de partículas del material a ser extraído, mientras que el segundo permitirá identificar la forma de acumulación del material producido post voladura, ambos parámetros son fundamentales para el posterior cálculo y utilización de equipos en los procesos de carguío, transporte, trituración primaria, entre otros.

La voladura a cielo abierto requiere de la utilización de varios materiales explosivos con diversas características, mismas que estarán en función del tipo de roca encajante y mineral a extraer, como de los requerimientos productivos de la planta, así, los trabajos de voladuras en superficie se efectúan gran parte de las veces con dinamitas y emulsiones de pequeño y mediano tamaño, al igual que con ANFO al granel, ANFO pesado, slurries emulsiones (que pueden variar en cartuchos de diámetro entre 5" a 12"), entre otros.

Para un adecuado diseño de voladuras a cielo abierto, se requiere tener en cuenta varios parámetros que pueden ser tanto controlables como no controlables:

4.1.2.1 Parámetros no controlables.- son aquellos que dependen fundamentalmente de las características físicas y geomecánicas del macizo rocoso, entre los que se pueden citar (EXSA. 2009):

a) Propiedades físicas de las rocas

Dureza.- indica la oposición de una capa superficial a la penetración, y por ende, la dificultad de perforarla. Depende de los materiales constituyentes, textura y estructura de los granos que forman la roca.

Resistencia.- propiedad mecánica de una roca que indica su oposición a la destrucción debida a fuerzas o cargas exteriores estáticas o dinámicas.

Abrasividad.- capacidad de las rocas de desgastar la superficie de contacto de otro cuerpo más duro durante el proceso de rozamiento.

Densidad.- parámetro que indica la facilidad o dificultad de volar la roca, varía entre 1.0 a 4.5 g/cm³ en promedio. Cuando existen rocas de densidad alta, se requieren también explosivos de alta densidad.

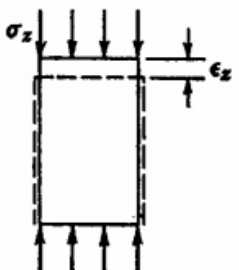
Porosidad.- capacidad de almacenamiento de fluidos de una roca.

Textura.- forma de amarre, distribución, disposición, cementación y cohesión en la que se encuentran los granos o cristales de una roca. Influye en su facilidad de rotura.

Grado de alteración.- grado de meteorización en el que se encuentra la roca, debido a diversos factores de intemperismo.

b) Propiedades elásticas o de resistencia dinámica

Módulo de Young (E).- resistencia elástica a la deformación.

$$E = \frac{\text{tensión axial}}{\text{deformación axial}} = \frac{\sigma_z}{\epsilon_z}$$


Módulo de Young
 $E = \frac{\sigma_z}{\epsilon_z}$

Figura 10: Propiedades Geomecánicas de las Rocas

Fuente: (Marcel, H., 1994)

Roca	E (kg/cm ²)	v
Granito	2 – 6 x 10 ⁵	0.25
Microgranito	3 – 8 x 10 ⁵	
Sienita	6 – 8 x 10 ⁵	
Diorita	7 – 10 x 10 ⁵	
Dolerita	8 – 11 x 10 ⁵	
Gabro	7 – 11 x 10 ⁵	
Basalto	6 – 10 x 10 ⁵	
Arenisca	0.5 – 9 x 10 ⁵	
Lutita	1 – 3.5 x 10 ⁵	
	2 – 5 x 10 ⁵	

Arcilla consolidada (argilita)	$1 - 8 \times 10^5$	
Caliza	$4 - 8.4 \times 10^5$	
Dolomita	$1 - 2 \times 10^5$	
Carbón		

Tabla 5: Constantes elásticas de las rocas.

Fuente: (Canoba, C., & Fraga, H., 2004)

Radio de Poisson (ν).- medida de constante elástica que indica la contracción transversal o extensión longitudinal de una roca bajo tensión.

$$\nu = \frac{\text{deformación lateral}}{\text{deformación axial}} = \frac{\varepsilon \text{ lateral}}{\varepsilon \text{ axial}}$$

$$0 < \nu < 0.5$$

Impedancia.- relación existente entre la velocidad sísmica y densidad de la roca, versus la velocidad de detonación y densidad del explosivo. Generalmente las rocas de alta frecuencia sísmica requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

Resistencia mecánica.- parámetro de resistencia frente a fuerzas compresivas o de tensión.

c) Condiciones geológicas

Estructura.- características que describen la presentación de las rocas en función de su origen o formación.

Presencia de agua.- nivel/cantidad de agua presente al interior del macizo, permite determinar el tipo de explosivo a utilizar.

Grado de fisuramiento.- indica la intensidad y amplitud de fracturación natural de la roca. Entre las características principales es necesario tomar en cuenta: los sistemas de fisuras y su espaciamiento, discontinuidades, rumbos y buzamientos.

4.1.2.2 Parámetros controlables.- son aquellos cuyos valores o condiciones se pueden fijar a voluntad, de acuerdo a los requerimientos deseados.

a) Parámetros del explosivo

Fuerza/Potencia explosiva.- capacidad de fracturar y proyectar la roca a volar. Trabajo útil del explosivo. Para poder calcular la potencia relativa del explosivo, se puede aplicar la siguiente fórmula empírica (Langefors & Khilstrom, 1978):

$$PE = \frac{5}{6} \cdot \frac{Q_e}{Q_o} \cdot \frac{1}{6} \cdot \frac{VG}{VGo}$$

Donde:

Q_o = Calor de explosión de 1 Kg de explosivo LFB² (5MJ/Kg) en condiciones normales de presión y temperatura. Equivalente a la energía específica del explosivo usado de referencia (generalmente ANFO).

Q_e = Calor de explosión de 1 Kg de explosivo a emplear. Equivalente a la energía específica del explosivo a usar.

VG = Volumen de gases liberados por el explosivo a emplear.

VGo = Volumen de gases liberados por 1 Kg de explosivo LFB (0.85m³/Kg). Equivalente al volumen de gases de explosión del explosivo de referencia.

Otro método para poder medir la potencia explosiva es mediante la relación existente entre el producto de la densidad del explosivo por su velocidad de detonación, respecto a la densidad y velocidad de detonación de un explosivo de referencia (generalmente ANFO):

$$PE = \frac{\rho \cdot VD}{\rho_o \cdot VDo}$$

Donde:

ρ = Densidad del explosivo a utilizar

ρ_o = Densidad del explosivo de referencia (ANFO)

VD = Velocidad de detonación del explosivo a utilizar

VDo = Velocidad de detonación del explosivo de referencia (ANFO)

Paddock (1987) sugiere comparar los explosivos mediante un Factor de Potencia definido de la siguiente manera:

$$FP = PAP_x \cdot VD \cdot \rho_e$$

² Dinamita sueca (amongelatina). Utilizada en ensayos por B. Langefors. Características: Densidad = 1.4 g/cm³; Velocidad de detonación = 5200 m/s; Calor de explosión = 1200 Kcal/Kg; Volumen de gases = 850 L/Kg

Donde:

PAPx = Potencia Absoluta en Peso del explosivo (cal/g)

VD = Velocidad de detonación (m/s)

pe = Densidad del explosivo (g/cm³)

Si se toma como explosivo patrón al ANFO, se cumplirá:

PAP_{ANFO} = 890 cal/g

$$PE = \frac{PAPx}{PAP \text{ anfo}}$$

Energía de reacción.- energía liberada por unidad de masa del explosivo, permite determinar la fuerza o potencia explosiva del mismo. Generalmente se expresa en Kcal/Kg o en KJ/Kg.

Velocidad de detonación.- velocidad de desplazamiento de la onda de detonación a través de la columna del explosivo (m/s). En explosivos de uso industrial, la velocidad de detonación puede ir desde los 1500 hasta los 7500 m/s, sin embargo, la velocidad de detonación para explosivos comerciales en un medio confinado, puede variar entre 1800 a 8000 m/s (USACE, 1984; OCE 1972; Persson et al., 1994). A mayor velocidad de detonación mayor será el poder rompedor del explosivo. La velocidad de detonación estará afectada por: la densidad del explosivo y sus componentes, el diámetro, grado de confinamiento de partículas y el envejecimiento; conforme aumentan los valores de los tres primeros parámetros, la velocidad de detonación resultante crecerá de manera significativa.

A continuación se muestran algunos valores de velocidad de detonación en función del diámetro del explosivo:

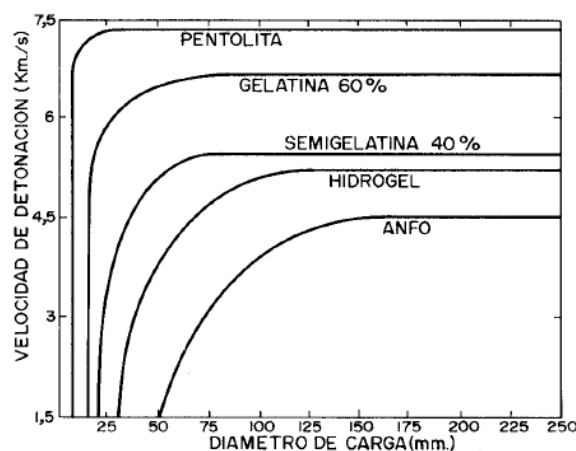


Figura 11: Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación.

Fuente: (Ash, 1994)

Presión de detonación.- presión del explosivo al transmitir las ondas de esfuerzo al medio (roca), depende principalmente de la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. La presión de detonación está en relación directamente proporcional a la velocidad de detonación, así, si la velocidad aumenta, la presión se incrementará en la misma tasa. La presión de detonación se la puede expresar también en relación a la velocidad de detonación y a la densidad del explosivo, de la siguiente manera:

$$P = 4.18 \times 10^{-7} \left(\frac{DC^2}{1 + 0.80D} \right), \quad (\text{Brown, 1956})$$

Donde:

P = presión de detonación (Kbar)

D = densidad del explosivo (libras/pies³)

C = velocidad de detonación (pies/s)

Una alta presión de detonación (acompañada por ende de una alta velocidad de detonación), es utilizada para voladura de rocas de dureza alta, como es el caso del granito, mientras que una baja presión de detonación se utilizará para rocas de dureza baja, como los esquistos o rocas sedimentarias similares, logrando de esta manera una fragmentación con diámetros adecuados a los procesos requeridos.

Densidad del explosivo.- peso específico del explosivo en g/cm³. A mayor densidad, mayor será la potencia explosiva y velocidad de detonación al igual que su resistencia al agua; cabe indicar que cada explosivo posee una densidad crítica, por encima de la cual ya no detonará.

En la siguiente figura se muestra la influencia de la densidad del ANFO sobre la velocidad de detonación; con valores superiores a 1.1 g/cm³ la velocidad cae drásticamente, lo que las densidades y presiones que producen esos niveles de confinamiento, se conocen como: “densidades y presiones de muerte”.

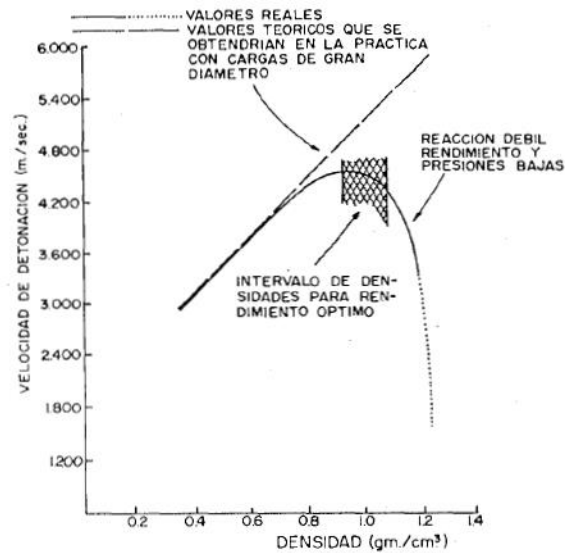


Figura 12: Velocidad de detonación del ANFO en función de la densidad.
Fuente: (Instituto Tecnológico Geominero de España. 1994)

Resistencia al agua.- capacidad de un explosivo para estar en contacto con agua sin que afecte a su capacidad de detonación, depende de los elementos constituyentes del explosivo. Normalmente, los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia:

Resistencia interna.- viene dada por la composición propia del explosivo.

Resistencia Externa.- es aquella que brinda la envoltura o cartucho dentro del cual se almacena el explosivo.

La resistencia al agua se la puede describir en términos cualitativos, como: “excelente, buena, regular o mala”, o en términos cuantitativos cuando las condiciones de agua son severas y la resistencia se la mide en función del tiempo, usando números del 1 al 4:

Clase	Resistencia al Deterioro (horas)	Ejemplo
1	72	Amongelatina
2	48	Emulsión envasada sensibilizada
3	24	Emulsión de pequeño diámetro
4	12	Dinamita semigelatinosa

Tabla 6: Rangos numéricos de resistencia al agua de explosivos.

Fuente: (Técnicas de extracción. Codelco Educa. 1999)

Sensibilidad.- facilidad de detonación del explosivo frente a un estímulo de energía, potencia o presión, externo. Este parámetro presenta su interés práctico cuando el explosivo se encuentra confinado en el barreno perforado, pues de acuerdo al grado de sensibilidad, se pueden definir y controlar los diámetros mínimos necesarios para los diversos usos prácticos.

Diámetro crítico.- diámetro del explosivo levemente menor que el diámetro del barreno perforado; La velocidad de propagación de detonación estará en función del diámetro crítico. Los principales factores que influyen en el diámetro crítico, son: la densidad, el tamaño de partículas, grado de confinamiento y reactividad de constituyentes.

Gases/Humos.- conjunto de gases generados posterior a la voladura, generalmente su composición química está dada por óxidos de carbono y nitrógeno, vapor de agua, entre otros. El volumen de gases representa una mayor importancia en explotaciones subterráneas, debido a sus componentes químicos que los pueden hacer altamente nocivos.

El color de los gases de voladura puede brindar información de importancia, por ejemplo: Si los gases producidos son de color amarillo o rojizo, pudo haber existido una deficiencia en la detonación producto del deterioro del explosivo.

De acuerdo con el Instituto de Fabricantes de Explosivos de Estados Unidos (IME, por sus siglas en inglés), el volumen de gases nocivos producidos por una voladura, se puede categorizar de la siguiente manera:

CATEGORÍA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS (CO – NO₂) / dm³
1	0 – 4.53
2	4.53 – 9.34
3	9.34 – 18.96

Tabla 7: Categorización de gases nocivos de voladura.

Fuente: (Institute of Makers of Explosives, 2011)

Dichas cifras hacen referencia a la cantidad de gases producidos por la detonación de 200 gramos de explosivo, en las mismas, se indican que los explosivos de categoría 1 podrán ser empleados en voladuras en subterráneo, los de categoría 2 en voladuras para las que exista una adecuada ventilación, y los de categoría 3 únicamente en superficie.

Características técnicas:

CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS UEE

TIPO DE EXPLOSIVO	NOMBRE COMERCIAL	POTENCIA RELATIVA (%)	DENSIDAD (g/cm ³)	VELOCIDAD DE DETONACION (m/s)	CALOR DE EXPLOSION (cal/g)	RESISTENCIA AL AGUA	PRINCIPALES APLICACIONES
ANFOS	Nagolita	> 70	0,80	2.000	925	Mala	Voladura de rocas blandas y como carga de columna de barrenos
	Alnafo	>80	0,80	2.000	1.175	Mala	Voladura de rocas blandas y semiduras
	Naurita	> 70	0,80	2.000	1.108	Mala	Para barrenos con temperaturas elevadas
HIDROGELES	Riogel2	> 72	1,15	3.500	860	Excelente	Carga de fondo de barrenos Para trabajos subterráneos
	Riogur R/Riogur F	> 72	1,10	3.500/7.000	860	Excelente	Voladuras de contorno
EMULSIONES	Riomex E 20/24	> 65/> 70	1,15	5.000	713/863	Excelente	Carga de fondo de barrenos Para trabajos subterráneos
	Riomex V 20/24	> 67/> 72	1,25	5.000	694/869	Excelente	Carga de barrenos de mediano y gran calibre a cielo abierto
	Riomex V 150/154	> 67/> 72	1,25	5.000	655/852	Excelente	Carga de barrenos de mediano y gran calibre a cielo abierto
ANFOS PESADOS	Emunex 3.000	> 75	1,10	3.300	833	Mala	Voladura de rocas blandas y semiduras, y, carga de columna de barrenos
	Emunex 6.000/8.000	> 65/> 70	1,20/1,25	4.500	795/744	Buena-Excelente	Carga de barrenos de mediano y gran calibre a cielo abierto
GELATINOSOS	Goma 1-ED	> 90	1,45	6.000	1.205	Muy buena	Voladura de rocas muy duras a cielo abierto y en interior
	Goma 2E-C	> 85	1,40	5.200	1.114	Buena	Carga de fondo de barrenos Voladura de rocas duras a cielo abierto y en interior
PULVE- RULENTOS	Amonita 2-I	> 70	1,00	3.000	802	Débil	Voladura de rocas semiduras y blandas
	Ligamita 1	> 77	1,10	3.500	998	Mala	Voladura de rocas semiduras y blandas
	Permigel	> 54	1,10	2.800	705	Excelente	Explosivo Tipo II. Voladura en minas de carbón
EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD	Explosivo de seguridad n.º 9	> 45	1,60	4.000	767	Excelente	Explosivo Tipo II. Voladuras en minas de carbón
	Explosivo de seguridad n.º 20 SR	> 37	1,15	1.800	537	Mala	Explosivo Tipo III. Voladuras en minas de carbón
	Explosivo de seguridad n.º 30 SR	> 35	1,10	1.700	358	Mala	Explosivo Tipo IV . Voladuras en minas de carbón

Fuente: UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS, S. A.

Figura 13: Características técnicas de los explosivos.

Fuente: (Explosivos Río Tinto S.A., 1987)

b) Características del cebado o carga

Diámetro de perforación.- Estará en función tanto del explosivo como de la maquinaria a utilizar, en general se tiene una alta gama de equipos de perforación con variedad de diámetros de barrenos tanto en martillos de fondo como en martillos de cabeza:

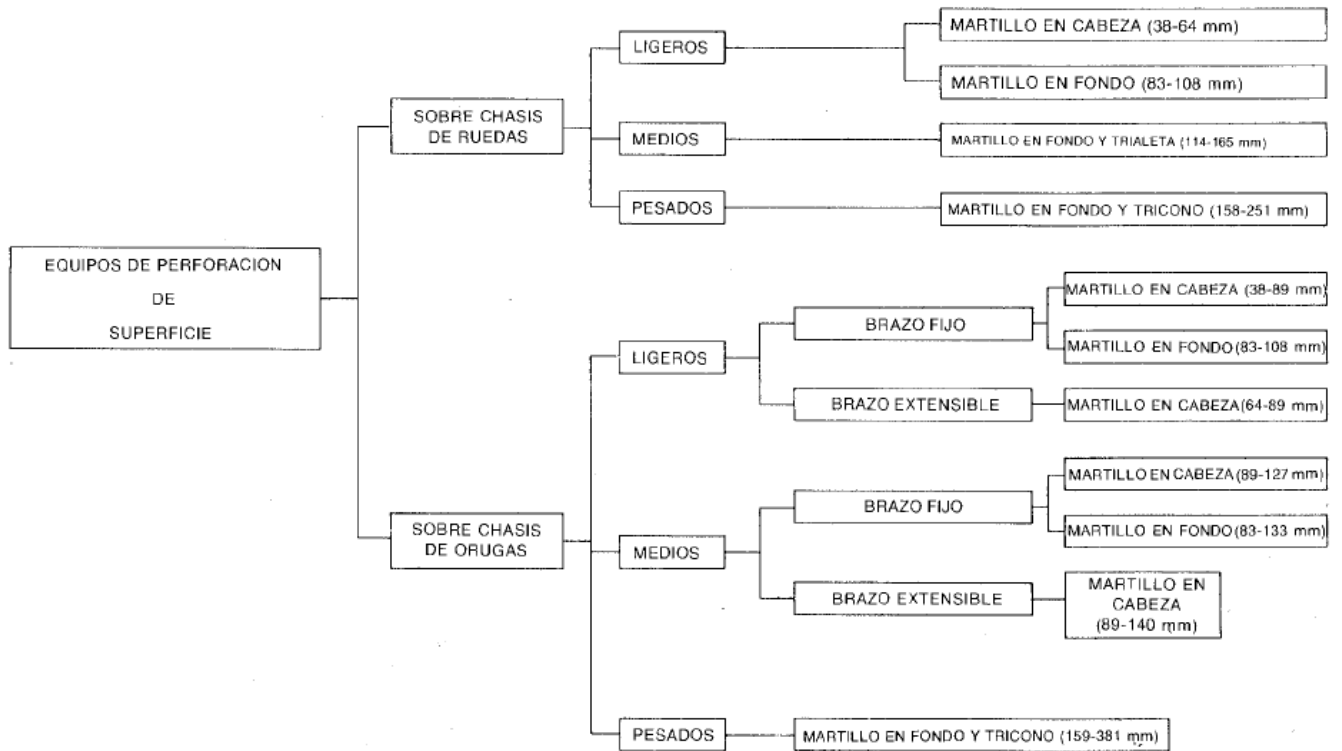


Figura 14: Sistemas de montaje de perforadoras de superficie.

Fuente: (Jimeno, L., 1994)

Geometría de la carga.- relación existente entre la dimensión de la carga y el punto de iniciación de la misma en el barreno perforado. Este parámetro se ve reflejado en el rompimiento en el proceso de voladura.

Grado de acoplamiento.- calidad de acoplamiento entre el explosivo y la roca que lo aloja; permite una adecuada transferencia de la onda de choque, generando consecuentemente una apropiada fracturación del macizo. El grado de acoplamiento entre el diámetro del barreno y el diámetro del explosivo recomendado para una voladura convencional a cielo abierto, no debe ser mayor que: 1.2 : 1, por ejemplo: para diámetros de barreno = 40mm, el cartucho será de 32mm, para diámetros de barreno = 50mm, el diámetro de cartucho será de 42mm.

Grado de confinamiento.- nivel de taqueado y acabado de la carga y el cebo, depende tanto de la calidad del taqueado como del grado de acoplamiento al interior del barreno.

Densidad de carguío.- medida de llenado de un barreno. De manera general, cuando un barreno se llena a un “X%” de su espacio, se tendrá una constante de densidad de carga = 0.92; en caso de tener un llenado perfecto, sin espacios vacíos, la densidad de carga será = 1.

Distribución de la carga.- repartición de la carga de fondo y de columna de manera que existan cargas de igual o distinta densidad y potencia en el barreno; de igual manera, se pueden colocar iguales o distintos tipos de cargas en los barrenos perforados, espacialmente distribuidos entre sí.

Intervalos de iniciación de los explosivos.- secuencia de encendido de explosivos de manera que permita dejar las caras libres necesarias para la salida del material explotado.

Las voladuras a cielo abierto durante la fase productiva de una mina, se realizan por lo general en bancos geométricamente definidos, diseñando para ello los respectivos espacios de rampas, vías de acceso, cunetas de coronación, alturas y anchos necesarios, pendientes máximas, entre otros. Una vez que se encuentren listas las cargas y para que dichas voladuras tengan una alta eficiencia, es necesario que en el proceso se cumplan de manera adecuada los siguientes pasos:

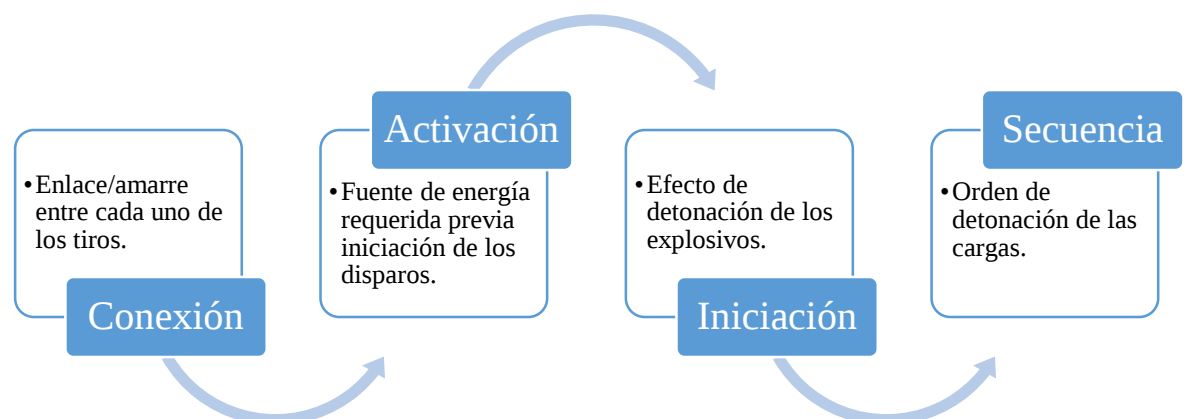


Figura 15: Etapas de preparación de la voladura a cielo abierto.

4.1.2.3 Diseño de voladuras.-

Como ya se ha dicho, entre los aspectos fundamentales a considerar en una voladura, se encuentran: el tipo de roca, las características geomecánicas del yacimiento, el tipo de explosivo a utilizar, espaciamiento entre taladros, altura de

los bancos, sobre-perforación, dimensionamiento de la voladura, entre otros; parámetros que pueden ser variables o invariables, cada uno de los cuales es necesario tenerlo en cuenta de manera que permita diseñar adecuadamente una voladura controlada a cielo abierto, bien sea para trabajos de pre corte o de producción.

4.1.2.4 Voladuras controladas

Las voladuras controladas son métodos especiales (ampliamente utilizados en la actualidad) que permiten obtener superficies de corte llanas y definidas, al mismo tiempo evitan un agrietamiento excesivo del macizo, logrando de esta manera una mayor estabilidad y evitando posibles riesgos de desmoronamiento.

Los principales objetivos de las voladuras controladas son:

- a) Evitar la proyección de fragmentos de roca a distancias fuera de los límites de voladura establecidos.
- b) Estabilidad de taludes.
- c) Reducción en el nivel de vibraciones.
- d) Puede ser una alternativa de explotación para estructuras inestables.
- e) Permitir una continuidad de operaciones y vida útil de la mina.

Para llevar a cabo una voladura controlada, es necesario contar con equipos mecanizados de perforación para pre cortes con diámetros menores, al igual que explosivos con diámetros y densidades adecuadas al medio.

4.1.2.5 Diferencias entre voladura convencional y voladura controlada (Rojas, J., 2015)

4.1.2.5.1 Voladura convencional

Las cargas destrozan la roca por interacción entre sí, existiendo una fracturación predominantemente radial; para lograr esto, es necesario que se cumpla lo siguiente:

- a) Relación de espaciamiento a burden: $E = 1.3 \text{ a } 1.5B$

- b) Relación de acoplamiento (diámetro del barreno a diámetro del explosivo): máxima de 1.2 a 1, teniendo un adecuado confinamiento y atacado de la carga.
- c) Distribución de la carga explosiva en una relación equivalente a los 2/3 (66%) de la longitud del barreno, procurando una mayor concentración de carga al fondo del mismo.
- d) Uso de taco inerte para generar un mayor grado de confinamiento y retener la explosión el mayor tiempo posible.
- e) Uso de explosivo con mayores valores de potencia rompedora (brisance) y empuje, para la roca que lo aloja.
- f) Disparo de las cargas siguiendo un orden de salida en base a un esquema de secuencia explosiva (cuele, ayudas, cuadrones, alzas, arrastres).

4.1.2.5.2 Voladura controlada

En una voladura controlada los taladros perforados deben estar linealmente espaciados unos de otros, con distancias mínimas que permitan que la energía emitida en la explosión permita la fracturación del macizo hacia las zonas de menor resistencia, es decir, de perforación a perforación, generando de esta manera un plano de corte que permita obtener una superficie lisa post-voladura, eliminando a su vez las fracturas radiales; para lograr este fin, se requieren las siguientes condiciones:

- a) Relación de espaciamiento a burden: $E = 0.5$ a $0.8B$
- b) Explosivo con diámetro mucho menor al del barreno, de manera que la relación de acoplamiento sea mayor que la normal: 2.1 a 1
- c) Distribución lineal de la carga explosiva a lo largo de del barreno perforado.
- d) Empleo de explosivos de baja densidad y potencia rompedora.
- e) Disparo simultáneo de todas las cargas de la línea de corte, con un intervalo mínimo de 60 a 100 ms.

- f) Alineamiento y paralelismo de los barrenos perforados, con el fin de obtener buenos resultados en el corte final de la voladura.

4.1.2.6 Voladura de pre corte.-

En este tipo de voladura, se busca crear un plano de fractura previo a la voladura principal o de producción, mediante una fila de barrenos de pequeños diámetros cortamente espaciados entre sí, con cargas instantáneas de baja densidad que pueden adelantarse en fracciones de tiempo entre 90 a 120 ms.

Algunos de los beneficios de este tipo de voladuras, son:

- a) Mayor seguridad y estabilidad de los bancos.
- b) Obtención de diseños finales de bermas.
- c) Obtención de paredes límites sin necesidad del uso de excavadora, pala o cualquier otro equipo.

A continuación se presentan algunos datos para el cálculo de voladuras de pre corte (Hidalgo, T., 2012):

- Presión en las paredes del pozo:

Para calcular este dato en caso de tener un explosivo acoplado, se utiliza la siguiente expresión:

$$P_{ba} = 110 * d_{exp} * VOD^2$$

Donde:

P_{ba} = Presión en las paredes del pozo (MPa)

d_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm³)

VOD = Velocidad de detonación del explosivo (km/s)

Para calcular la presión en las paredes de un pozo con un explosivo desacoplado, se aplica la siguiente fórmula:

$$P_{bd} = 110 * f^n * d_{exp} * VOD^2$$

Donde:

f = Razón de desacoplamiento (volumen del explosivo / volumen del pozo)

n = 1.25 para pozos secos, y 0.9 para pozos con agua

$$f = \frac{De^2}{Dh^2} * \frac{l}{H}$$

Donde:

De = Diámetro del explosivo

Dh = Diámetro del pozo

l = largo de la columna explosiva

H = largo del pozo

- Espaciamiento entre barrenos:

La distancia entre los barrenos perforados en una voladura de pre corte es menor que en una voladura convencional, pues, debido a la baja densidad de las cargas presentes, se requiere generar presiones en las paredes del barreno que permitan una interacción entre ellos y la obtención de un diseño de corte apropiado.

Una fórmula general para el cálculo del espaciamiento, está dada por:

$$S = Dh * \frac{(Pb + T)}{T}$$

Donde:

S = Espaciamiento (mm)

T = Resistencia a la tracción de la roca (MPa)

Pb = Presión de detonación del barreno (MPa)

Dh = diámetro del pozo o barreno perforado (mm)

- Factor de carga:

Cantidad en masa de explosivo que se utiliza por cada metro cúbico de material volado.

$$Y = \frac{\pi}{4} * \frac{Dh}{(12R + 1)} * \left[\frac{R^{1/n} * dexp^{(1/n)} * UCS^{1/n}}{110^{1/n} * VOD^{2/n}} \right]$$

Donde:

Y = Factor de carga (Kg/m³)

n = índice de acoplamiento

R = Relación Pb/UCS

UCS = Resistencia a la compresión (MPa)

d_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm^3)

VOD = Velocidad de detonación (Km/s)

D_h = diámetro del pozo o barreno perforado (mm)

- Secuencia de salida:

El pre corte debe ser explotado conjuntamente con la voladura de producción, con la única diferencia de adelanto de entre 90 a 120 ms, por lo general se realiza con 100 ms de anticipo.

- Inclinação del pre corte:

Por lo general, las perforaciones realizadas para una voladura de pre corte, presentan inclinaciones entre 15 a 30 grados, con ello se genera una mayor estabilidad de taludes.

4.1.2.7 Voladura amortiguada

Este tipo de voladura provee de control sobre los fragmentos proyectados posterior a la detonación, de esta manera permite que el proceso de carguío y transporte del material se realice con mayores seguridades. Los diámetros de perforación y mallas realizadas son menores y espacialmente más reducidos que en las voladuras de producción.

Para la definición de la malla, es necesario controlar tanto el diámetro de perforación como el factor de carga.

- Diámetro de perforación:

Es el mismo que el de una voladura de producción, los valores del burden y el espaciamiento se reducen en el orden de 0.6 a 0.8 veces respectivamente. En caso de que el valor del diámetro disminuyese, el burden y el espaciamiento deberán estar en el orden de 0.7 a 0.9 veces su valor normal.

- Factor de carga:

Se mantiene un factor de carga respecto una voladura de producción, tal que la malla y la carga explosiva sean de menor valor.

4.1.2.8 Voladura de producción

La voladura de producción es la que se realiza con el fin de extraer el mineral de interés del yacimiento, para lo cual se requiere una alta energía de detonación, de esta manera se logran obtener fragmentos reducidos a los diámetros requeridos para los procesos de carguío, transporte y trituración. Previo a la voladura de producción se puede llevar a cabo una de pre corte, en la que se separa el mineral del macizo y se disminuyen las vibraciones generadas durante la de producción.

El diseño de estas voladuras debe contemplar los parámetros técnicos más adecuados y a su vez adaptados a las características o condiciones geológicas del medio, entre otros, es necesario conocer:

- Tipo de roca presente, características físicas, geológicas y mecánicas
- Volumen de roca o material a remover
- Trabajos de perforación
- Cantidad y tipo de explosivos a usar
- Sistema de iniciación de la voladura
- Dimensión de la voladura

A continuación se detallan algunos datos necesarios para el diseño de voladura de bancos de producción:

- Dimensión de la voladura:

Comprende el largo del frente de explotación, multiplicado por el ancho o profundidad de avance y la altura del banco. Se mide en metros cúbicos o en toneladas, multiplicando el primer valor por la densidad promedio de la roca para obtenerlo en toneladas.

$$\text{Volumen} = (L * A * H)$$

Donde:

L = largo del frente (m)

A = ancho / profundidad de avance (m)

H = altura del banco (m)

$$\text{Masa total} = (L * A * H * \rho * 1000)$$

Donde:

ρ = densidad de la roca, en kg/m^3

- Diámetro del taladro:

Es un parámetro de gran importancia que está directamente relacionado con aspectos tales como: las dimensiones de los explosivos, especificaciones y eficiencia de la maquinaria de perforación, costos operativos, etc. Su valor se puede expresar en relación de la profundidad del barreno perforado:

$$L = (2 * \emptyset)$$

Donde:

L = longitud mínima del barreno (pies)

$\emptyset$ = diámetro del barreno (pulg)

En la práctica, la determinación e implementación del diámetro óptimo considera los siguientes aspectos:

- a) Altura y características geométricas del banco
- b) Dimensión de la voladura
- c) Disponibilidad y aplicabilidad de los equipos de perforación

Otra forma de calcular el diámetro óptimo (de manera empírica), es dividiendo la altura del banco entre 4:

$$\emptyset = \frac{H}{4}$$

Donde:

$\emptyset$ = diámetro del barreno (pulg)

H = altura del banco

- Burden:

Conocido también como bordo, piedra o línea de menor resistencia a la cara libre del banco, es la distancia desde el eje del barreno hasta la cara libre perpendicular más cercana.

La selección y diseño de este parámetro es uno de los aspectos de mayor importancia en una voladura, pues si la distancia del burden es demasiado corta, existe un riesgo de proyección de rocas por sobre las áreas dimensionadas y puede darse una fragmentación excesiva del material, mientras que si el burden es demasiado grande, puede resultar un rompimiento hacia atrás del material, generando a su vez niveles de vibración excesivamente altos debido al alto grado de confinación de los barrenos.

Para definir la dimensión del burden, se han utilizado las siguientes fórmulas empíricas:

a) Fórmula de Andersen.-

Considera el diámetro y la longitud del barreno:

$$B = \sqrt{\phi * L}$$

Donde:

B = borde (pies)

ϕ = diámetro del barreno (pulg.)

L = longitud del barreno (pies)

b) Fórmula de Langefors.-

Una de las fórmulas mayormente usadas, que a más de la potencia relativa, considera el grado de compactación y fracturación de la roca:

$$B = \left(\frac{db}{33}\right) \sqrt{\frac{P * S}{c * f * \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

Donde:

B = borde (m)

P = grado de compactación

S = potencia relativa del explosivo, su valor está entre 1 - 1.4

c = constante de la roca, es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca, generalmente para voladuras a cielo abierto de rocas duras, se utiliza: c = 0.4

f = grado de fractura. Para taladro vertical el valor es 1

E = espaciamiento entre taladros

db = diámetro de la broca

c) Fórmula de Konya.-

Esta fórmula considera una relación entre el diámetro de la carga y la densidad del explosivo y la de la roca:

$$B = (3.15) * \phi_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Donde:

B = borde (pies)

ϕ = diámetro del explosivo (pulg)

ρ_e = densidad del explosivo (g/cm³)

ρ_r = densidad de la roca (g/cm³)

d) Fórmula de López Jimeno.-

Relaciona el diámetro del barreno perforado con un factor de corrección que está en función de la densidad de la roca y del explosivo usado.

$$B = 0.76 * D * F \quad ; \text{ para } D > 165 \text{ mm}$$

$$B = 0.90 * (0.76 * D * F) \quad ; \text{ para } D < 165 \text{ mm}$$

Donde:

B = borde (metros)

D = diámetro del barreno (pulg)

F = $f_r * f_e$ = factor de corrección en función del tipo de roca y explosivo utilizado

$$f_r = [(2.7 * 3500) / (\rho_r * VC)]^{0.33}$$

$$f_e = [(\rho_e * VD^2) / (1.3 * 3660^2)]^{0.33}$$

ρ_r = densidad de la roca (g/cm³)

ρ_e = densidad del explosivo (g/cm³)

VC = velocidad de propagación de la onda (m/s)

VD = velocidad de detonación del explosivo (m/s)

e) Fórmula de Ash:

Considera la relación entre el diámetro del barreno y una constante dada en función de la densidad de la roca.

$$B = \frac{k_b * \phi}{12}$$

Donde:

B = borde

k_b = constante (ver tabla 8)

ϕ = diámetro del barreno

Clase de roca	Densidad (g/cm ³)	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

Tabla 8: Constantes para cálculo de burden – fórmula de Ash.

Fuente: (EXSA S.A., 2009)

▪ Espaciamiento:

El espaciamiento se calcula con base a la longitud del burden, la secuencia de encendido y el tiempo de retardo de cada barreno. De manera similar que el parámetro anterior, el espaciamiento debe ser calculado adecuadamente, pues un valor muy amplio o muy corto del mismo, puede generar fracturación inadecuada de la roca, a más de caras libres y pies de taludes irregulares.

En la práctica, el espaciamiento para una malla de perforación cuadrada es igual al burden $E = B$, sin embargo, para mallas de perforación rectangulares o alternas, el espaciamiento será: $E = 1.3$ a $1.5B$.

Otra manera de calcular el espaciamiento es mediante la relación entre el burden y la longitud de los barrenos:

$$E = (B * L) \quad ; \text{ En pies}$$

▪ Profundidad del barreno:

Perforación que se lleva a cabo con el fin de albergar los explosivos para la voladura, se puede calcular de la siguiente manera:

$$H = \frac{(L + J)}{\sin \alpha}$$

Donde:

H = profundidad total del barreno

L = longitud de la perforación hasta el pie del talud

J = pasadura / sobre-perforación

$\sin \alpha$ = inclinación del hoyo respecto a la horizontal

La pasadura o sobre-perforación permite una buena rotura del material a nivel del pie del talud, evitando la formación de resaltos o lomos que afecten las labores de acarreo y limpieza, estos lomos pueden producirse si la sobre-perforación es muy corta, mientras que, si su valor es excesivo, se corren riesgos de incremento de vibraciones y costos operativos; normalmente su valor debe ser equivalente a 0.3 veces el valor del burden:

$$L = 0.3 * B$$

Donde:

L = longitud del barreno

B = burden

- Longitud de carga:

Es la sección o parte activa del barreno en la que se producen los gases y presiones necesarias para romper la roca, esta sección generalmente ocupa entre $\frac{1}{2}$ a $\frac{2}{3}$ de la longitud total del barreno.

Dentro de este parámetro se pueden caracterizar las siguientes variables:

- i. Carga de fondo.- está provista de una mayor densidad y potencia necesaria para romper la parte más confinada de un banco y generar un corte horizontal en la base del talud. La longitud de la carga de fondo normalmente se calcula en relación a una equivalencia entre el borde y la pasadura: $B + 0.3B$, o bien:

$$CF = 1.3 * B$$

- ii. Carga de columna.- está ubicada sobre la carga de fondo y presenta una menor densidad y potencia debido a que esta sección del barreno se encuentra menos confinada, empleándose por lo general ANFO convencional, ANFO pesado o Examón-P. La carga de columna se puede calcular por la diferencia entre la longitud del barreno y la suma de la carga de fondo más el taco:

$$CC = L - (CF + T) ;$$

generalmente se utiliza: $CC = 2.3 * B$

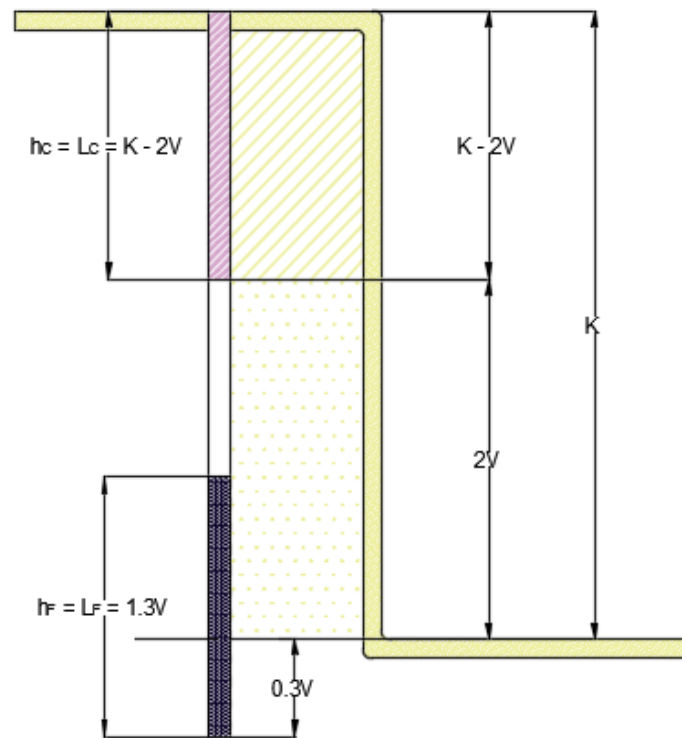


Figura 16: Diseño de barrenos en banco: Carga de fondo y Carga de columna.

- iii. Cargas segmentadas.- cargas alternadas a lo largo del barreno que pueden presentar una densidad o potencia variable, con la finalidad de distribuir la energía de detonación a lo largo del taladro según las condiciones del macizo rocoso.
- iv. Consumo específico.- cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m^3 o yd^3 de roca. Se expresa en kg/m^3 o lb/yd^3 :

$$CE = \frac{\text{Carga total del explosivo}}{\text{Volumen total de roca fragmentada}}$$

- v. Volumen del explosivo.- equivale al producto del diámetro del explosivo por la longitud del mismo o suma de las cargas segmentadas presentes en el barreno:

$$Ve = \emptyset * le$$

- vi. Factor de carga.- relación entre el peso del explosivo y el volumen del material tronado:

$$FC = \frac{Pe}{Vm}$$

- vii. Tonelaje roto.- cantidad de material (en toneladas) extraído en la voladura:

$$\text{Tonelaje} = V * \rho_r$$

- viii. Carga específica para voladuras en varias hileras:

- Primera fila, cara libre frontal:

$$C_e = (HP - SP) * E * \left(B + \frac{T}{2}\right) * FC ; \text{Kg}$$

- Segunda fila en adelante:

$$C_e = (HP - SP) * E * B * FC ; \text{Kg}$$

Donde:

C_e = carga explosiva (Kg)

H = profundidad del taladro

SP = sobre-perforación

E = espaciamiento

B = burden

T = piso quedado

FC = factor de carga (depende del tipo de roca)

- ix. Perforación específica.- número de metros o pies que se tienen que perforar por cada m^3 de roca volada.

$$PE = \frac{\frac{L}{H}}{B * E}$$

Donde:

L = profundidad del taladro (altura de banco $H - 0.3B$)

H = altura de banco

B = burden

E = espaciamiento

- x. Densidad de carga.- indica la cantidad de kilogramos de explosivos que se usarán -por barreno- en una voladura.

$$D_c = 0.57 * p_e * \phi^2 * (L - T)$$

Donde:

D_c = densidad de carga (Kg/barreno)

0.57 = factor

ρ_e = densidad del explosivo
 $\varnothing$ = diámetro del barreno
 L = longitud de perforación
 T = taco

- Taco (longitud del taco):

Corresponde a la parte superior final del barreno que normalmente se rellena con material inerte, cuya finalidad es la de retener los gases durante la detonación. La longitud del taco por lo general es equivalente al burden:

$$T = B$$

- Malla:

Forma de distribución de los barrenos, considerando el burden, espaciamiento y profundidad. Las mallas pueden presentar diversas formas que pueden estar en función tanto del tipo de roca a arrancar como del diagrama de salida secuencial que se requiera dar al material; así, se pueden diseñar las siguientes:

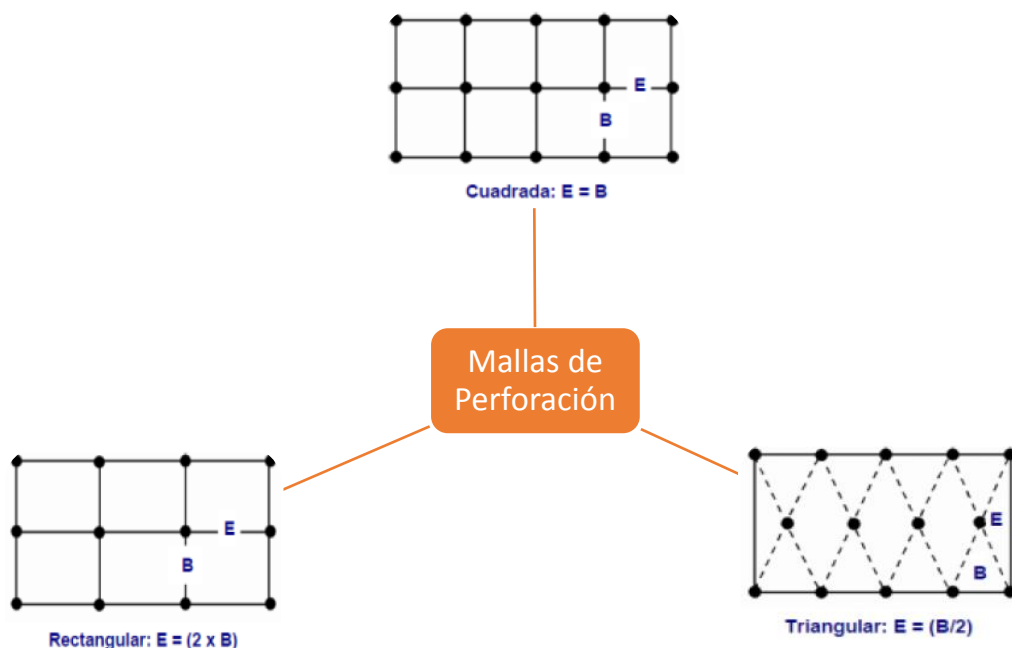


Figura 17: Mallas de Perforación.

Fuente: (Hidalgo, T., López, I., Pincheira, J., Troncoso, A., 2012)

- Esquemas de salida del material en la voladura:
 - a. Por filas.- el material arrancado sale por tajadas horizontales, la secuencia de salida del mismo estará en dependencia al orden de disparo de las cargas.

Usualmente se emplea una distribución cuadrada o rectangular con retardos en hilera.

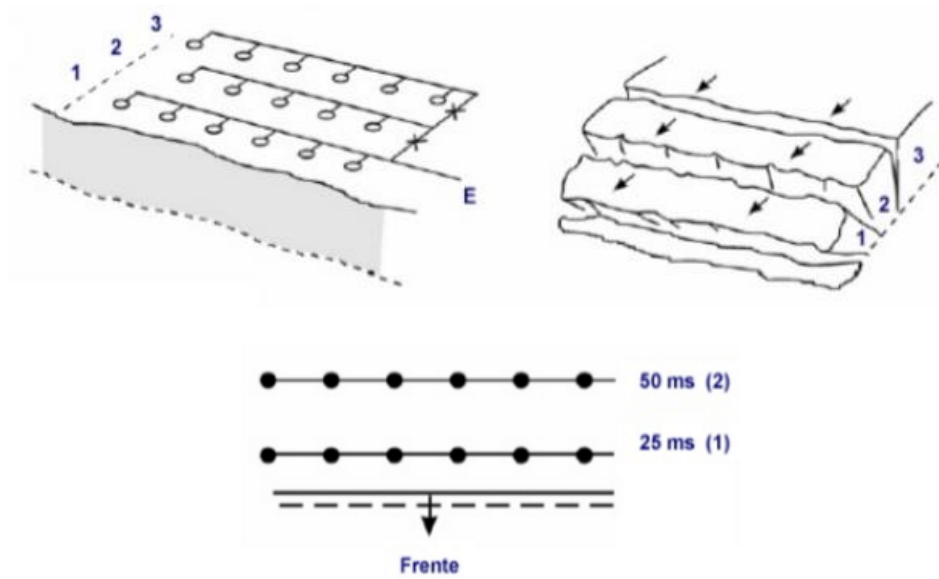


Figura 18: Esquema de arreglo de voladura por filas.
Fuente: (Guerra, L., 2013)

- b. Salida en “V”.- salida en forma de cuña del material. Se emplean múltiples hileras en forma de “V”, logrando una distribución más apretada e incrementando la fragmentación del macizo.

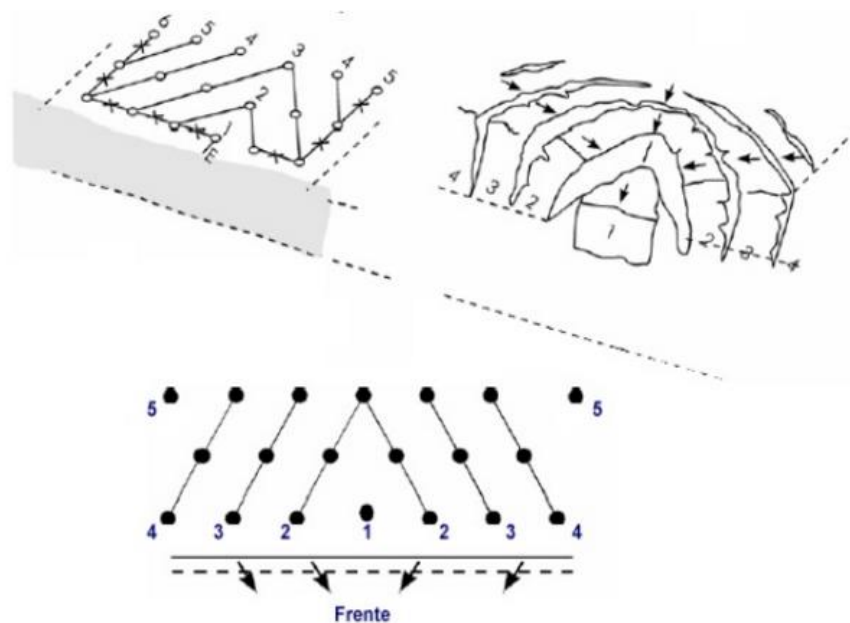


Figura 19: Esquema de arreglo de voladura en secuencia “V”.
Fuente: (Guerra, L., 2013)

- c. Diagonal o Echelón.- arranque del material en por tajadas en diagonal, la secuencia de salida estará dada de acuerdo al orden de retardos de las cargas.

Por lo general se emplean distribuciones triangulares o “tresbolillo” con retardos en hileras.

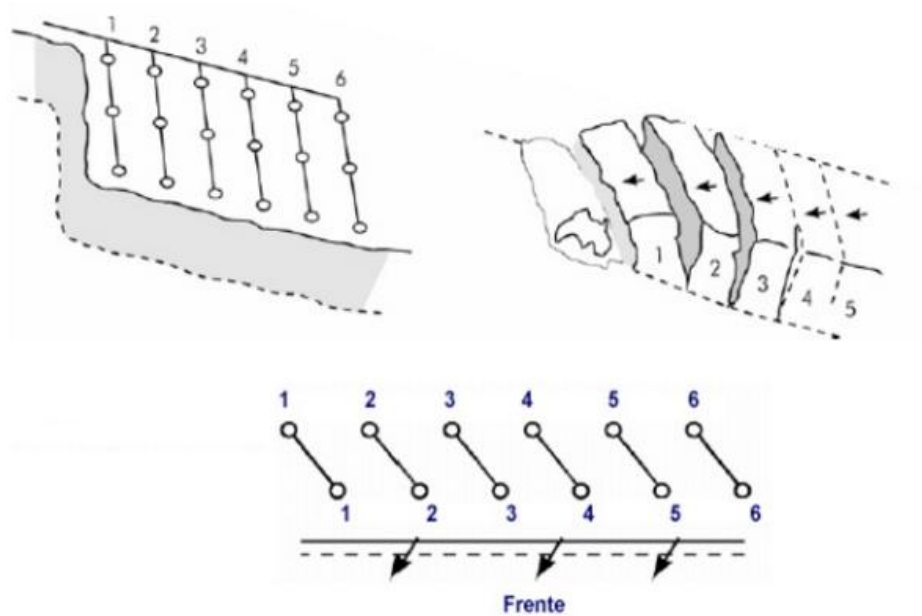


Figura 20: Esquema de arreglo de voladura por “echelón” o “tresbolillo”.

Fuente: (Guerra, L., 2013)

4.1.2.9 Evaluación de la voladura

El propósito de la voladura es lograr una fragmentación adecuada de la roca para su posterior traslado y procesamiento, a la vez que permita obtener y recopilar información para diseños posteriores de explotación en base a los resultados obtenidos; para lograr este objetivo se toman a consideración varios parámetros (EXSA. 2009):

- Volumen/tonelaje de material removido:

Este valor deberá ser igual o cercano al valor teórico calculado, considerando el esponjamiento del material volado.

- Avance del frente de explotación:

Nivel de progreso en el arranque del material, mismo que deberá ser mayor a la última fila de barrenos perforados.

- Grado de fragmentación de la roca:

Tamaño promedio de los fragmentos producidos/requeridos; cuando éstos son demasiado grandes generan mayores costos operativos: acarreo, transporte, trituración, otros.

- Sobre rotura:

Rotura -hacia atrás- en los bancos de explotación, sobrepasa considerablemente la rotura generada por la última fila de barrenos, pudiendo generar problemas de estabilidad de taludes.

- Nivel del piso en los bancos:

Uniformidad que alcanza el nuevo piso del banco, una vez realizada la voladura. En el caso que existan lomos o sobresaltos, éstos serán retirados a través de voladuras secundarias.

- Desplazamiento de la roca:

Forma de distribución y acumulación de los fragmentos de roca; dicha forma dependerá en gran medida de la distribución de la malla de perforación, iniciación, retardos y caras libres que se haya planificado previamente, así como de la energía liberada por los gases al interior del macizo. El desplazamiento de roca está estrechamente ligado a la manera de utilización de los equipos de carguío y transporte, por lo que es necesario obtener distribuciones adecuadas de roca, tanto en diámetro cuánto en su proyección al piso del banco.

4.1.3 Carguío y Transporte

Posterior a la definición del método de explotación, es necesario establecer la flota de carguío y transporte para el material extraído, misma que estará en dependencia de la continuidad o discontinuidad del ciclo de explotación; para el presente trabajo se considerará únicamente un ciclo de arranque totalmente discontinuo, que contará con equipos/maquinarias no estacionarios/as, tales como: excavadoras, cargadoras y volquetes.

4.1.3.1 Criterios básicos para la selección de equipos

Para una adecuada selección de equipos, es imperioso tener presente las características geométricas del diseño de explotación de cantera, con el fin de acoplar a éstas los requerimientos y utilidades de la maquinaria.

Entre los criterios recomendables a tener en cuenta en la geometría de la mina, están:

- a) La altura de los bancos: entre 5 a 12 metros, para alturas mayores puede requerirse excavadoras eléctricas o dragalinas, entre otros equipos.

- b) El ancho de los bancos debe ser equivalente entre 3 a 5 veces su altura, con el fin de que quepan cómodamente los equipos de perforación y voladura, carga y acarreo, cunetas de coronación y borde de seguridad.
- c) La longitud total de los bancos debe ser inversamente proporcional a la producción.
- d) La cantidad o número de bancos no debe ser escasa ni muy excesiva, siendo recomendable un número de cuatro: 1 en producción, 1 en exploración, 1 en apertura, 1 en cierre (esto dependerá a su vez tanto de la planificación y fase de explotación, cuanto del capital operativo).
- e) El ángulo de inclinación de la pendiente de la rampa de unión entre bancos.

La selección de los equipos de carga y transporte se realiza una vez que se hayan definido las siguientes condiciones o criterios básicos importantes:

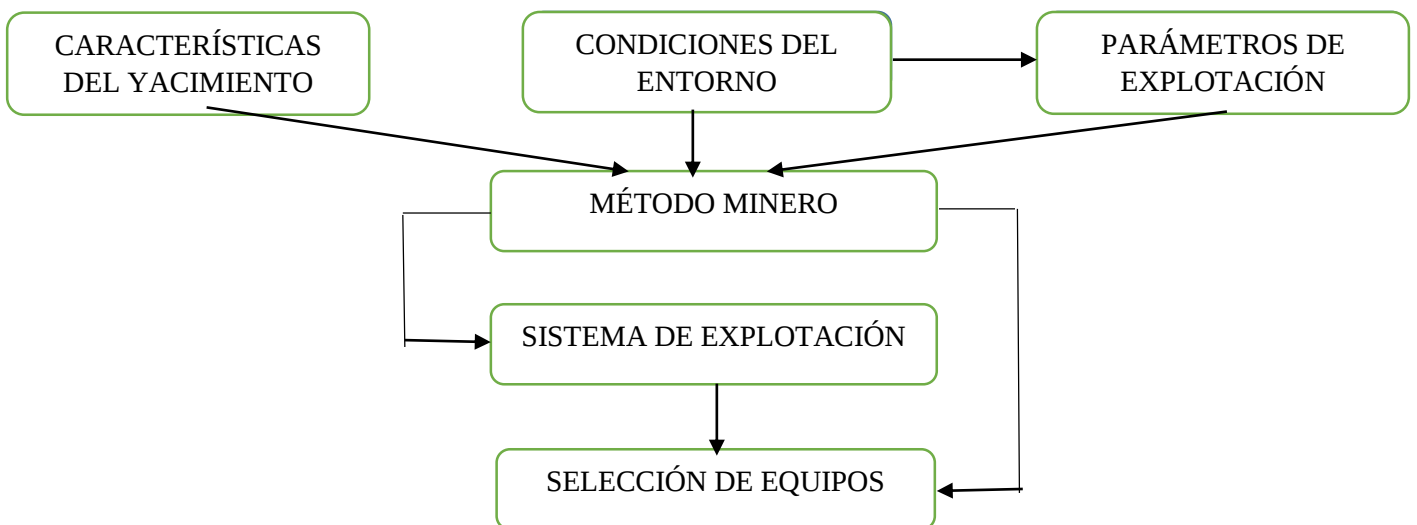


Figura 21: Datos básicos de partida para la selección de equipos mineros.
Fuente: (Jimeno, L., 1991)

Es trascendental entonces que las operaciones de carguío y transporte trabajen de manera integrada, pues constituyen un esencial proceso dentro de la actividad minera.

4.1.3.2 Criterios específicos para la selección de equipos

En esta etapa se analizan los requerimientos concretos de los equipos, seleccionando para ello las mejores alternativas aplicables. En ocasiones, la definición de estos criterios se la realiza en función de un análisis de objetivos ponderados, en el que se valoran las razones de rendimiento, diseño, de servicio y económicos que ofrecen las maquinarias, para realizar los requerimientos en base a la mejor puntuación que obtengan.

4.1.4 Dimensionamiento de equipos

Una vez obtenida la información correspondiente a las variables económicas y geométricas del yacimiento, al igual que los criterios para la selección de maquinarias y equipos, se procederá a su dimensionamiento y cálculo de necesidades en función de la distribución de leyes, modelos de bloque, distancias mínimas y máximas a recorrer, tiempos, entre otros.

A continuación se presentará la información representativa e índices a tener en cuenta para el dimensionamiento de equipos/maquinarias de cantera (Delgado, J., 2008):

4.1.4.1 Índices de operatividad

- Índice minero.- relación estéril/mineral que se toma en cuenta durante el proceso de extracción y producción.
- Índice mecánico.- permite obtener información sobre la disponibilidad y rendimientos de maquinaria y equipos operativos.
- Índice de insumos.- indica la cantidad de insumos consumidos durante el laboreo de un área determinada; ejemplo: cantidad consumida de explosivos por tonelada (Kg explosivos/ton).
- Índice de resultados.- permite medir el cumplimiento de los objetivos planificados en un período determinado.

Los parámetros a tener en cuenta para la obtención de los índices mencionados, están en relación con los tiempos de operación, mantenimiento, pérdidas y demás que impliquen el uso de maquinarias.

- ✓ Horas Hábiles (HH).- son las horas en las que la maquinaria se encuentra activa o en producción en el laboreo, en la medición de este parámetro también pueden incluirse las horas de mantenimiento y de reserva.
- ✓ Horas Operativas (HOP).- corresponden a las horas en las que el operador se encuentra haciendo uso 'en tiempo real' de la maquinaria, pueden dividirse en: horas efectivas y horas operacionales.
- ✓ Horas Inhábiles (HIN).- son aquellas que en las labores mineras detienen su actividad debido a dos motivos:
 - Imprevistos, originados por causas ajenas como: atrasos en la llegada de personal, carencia de energía eléctrica o combustibles, etc.; o por causas naturales como: sismos, lluvias, nieve, etc.
 - Paralizaciones programadas, tales como: días festivos, domingos, vacaciones, horas de comida, etc.
- ✓ Horas Perdidas (HPE).- conciernen a la cantidad de horas que, estando el equipo en condiciones para cumplir con su operatividad, no es puesto en funcionamiento por motivos ajenos, tales como: esperas a equipos complementarios, traslados, entre otros.
- ✓ Horas de Mantenimiento (HMT).- son las horas destinadas al mantenimiento mecánico y eléctrico de los equipos. Estas horas se dividen en:
 - Tiempo real de mantenimiento.
 - Traslado a talleres o lugar de mantenimiento.
 - Tiempo de espera del personal.
- ✓ Horas Efectivas (HEF).- corresponden a las horas en las que los equipos o maquinarias trabajan activamente en una labor determinada.
- ✓ Horas de Reserva (HRE).- son aquellas horas en las que, estando el equipo apto para su funcionamiento, este no es operado por diversos motivos, como: área inaccesible, carencia de plan de trabajo, carencia de operador, entre otros.

4.1.4.2 Relación entre los índices de operatividad

- Factor Operacional.- fracción de tiempo en que los equipos/maquinarias son operados dentro de un horario determinado:

$$FO = \frac{HEF * 100}{HOP} (\%)$$

- Factor de Utilización.- fracción de tiempo en que los equipos/maquinarias son operados cuando estos se encuentran físicamente disponibles:

$$FUT = \frac{(HOP * 100)}{(HOP + HRE)} (\%)$$

- Disponibilidad Física.- total de horas hábiles en las que los equipos/maquinarias se encuentran en condiciones de cumplir sus objetivos de trabajo:

$$DF = \frac{(HOP + HRE) * 100}{2 * HH} (\%)$$

- Factor de Aprovechamiento.- total de horas hábiles en las que los equipos/maquinarias son operados debido a su disponibilidad y considerando sus pérdidas operacionales:

$$FA = \frac{HOP * 100}{HH} (\%) = \frac{DF * FUT}{100} (\%)$$

- Factor de Mantenimiento.- tiempo en horas que los equipos/maquinarias son operados por cada hora invertida en su mantención o reparación:

$$FM = \frac{HOP}{HMT} = \frac{(HEF + HPE)}{HMT}$$

- Rendimiento Operacional.- promedio de unidades de producción realizadas por unidad de tiempo, siendo directamente proporcional a la velocidad de producción del equipo e inversamente proporcional al tiempo de pérdida en operación:

$$RO = \frac{\text{Unidades Promedio de Producción}}{\text{Unidad de Tiempo de Operación}}$$

- Rendimiento Efectivo.- promedio de unidades de producción realizadas por unidad de tiempo efectivo de operación³:

$$RE = \frac{\text{Unidades Promedio de Producción}}{\text{Unidad de Tiempo Efectivo de Operación}}$$

4.1.4.3 Dimensionamiento específico de equipos

Para el dimensionamiento y selección de equipos, se hace necesario tomar en consideración aspectos como:

- ✓ Tipo de equipo/maquinaria.
- ✓ Tamaño del equipo/maquinaria.
- ✓ Número de unidades requeridas.
- ✓ Requerimientos y estándares para maquinaria:
 - Requerimientos técnicos:
 - Uso o aplicación del equipo
 - Condiciones ambientales
 - Infraestructura
 - Requerimientos del proceso:
 - Producción requerida
 - Mantención
 - Requerimientos económicos:
 - Inversión
 - Retornos
 - Costos de operación
 - Precios y rendimientos

³ Este tiempo considera las operaciones previas al inicio del trabajo.

- Requerimientos sociales:
 - Educación
 - Capacitación
- Requerimientos ambientales
- ✓ Planeamiento estratégico.
- ✓ Proyecto nuevo / reemplazo / complementación de flota existente.
- ✓ Procesos globales.

4.1.4.3.1 Dimensionamiento de Flota de Perforación

- Tonelaje por tiro (ton):

$$T_t = B * E * H * \rho$$

- Tonelaje por metro barrenado (ton/mb):

$$T_{mb} = \frac{T_t}{(H + P)}$$

- Metros barrenados requeridos por día (mb/día):

$$M_{bD} = \frac{T_{pD}}{T_{mb}}$$

- Rendimiento de equipo de perforación:

- Rendimiento por turno (mb/turno):

$$M_{bT} = V_{Pr} * H_{Tp}$$

$$V_{Pr} = VP * FR * DF_p * F_{UTp} * F_{Op} * 10^{-8} \text{ (mb/hora)}$$

Donde:

VP = velocidad de perforación teórica (dada por catálogo)

FR = factor de roca (%), está en función del nivel de facilidad o dificultad que presente el macizo para ser perforado.

DFp = disponibilidad física del equipo de perforación (%)

FUTp = factor de utilización del equipo de perforación (%)

FOP = factor operacional del equipo de perforación (%)

- Rendimiento por día (mb/día):

$$MbD = MbT * TDp$$

- Número de equipos necesarios:

$$N^{\circ} \text{ Equipos} = \frac{MbT}{(MbD * DPp)}$$

Donde:

Tt = tonelaje a remover por cada tiro

B = burden

E = espaciamiento

H = altura de banco

ρ = densidad de la roca

Tmb = Tonelaje a remover por metro barrenado

P = pasadura

MbD = metros barrenados por día

TpD = tonelaje por día

MbT = metros barrenados por turno

VPr = velocidad real de perforación

HTp = horas trabajadas por turno en perforación

TDp = turnos a trabajar por día en perforación

DPp = días a trabajar por jornada de perforación

4.1.4.3.2 Dimensionamiento de Flota de Carguío

Existen tres factores que inciden de manera directa en el rendimiento del equipo de carga, estos son:

- Altura de los bancos de explotación / altura del material quebrado
- Granulometría del material
- Ritmo de explotación

Para los cálculos de dimensionamiento, se pueden considerar:

- Capacidad teórica de la cuchara:

$$CD \text{ teórico} = CD * DLL$$

- Tonelaje por palada/cucharada (ton/palada):

$$TP = \frac{V_{\text{balde}} * DLL * \rho}{(1 + \% \text{esponjamiento roca})}$$

- Ritmo de producción:

$$RdP = T_c + T_{vc} + T_D + T_w$$

- Velocidad de maniobra de la pala (VM) (baldes/hora):

$$VM = \frac{3600 * Kg}{T_c}$$

- Carga horaria para una pala (QH) (m³/h):

$$QH = VM * V_c$$

- Rendimiento del equipo de carguío:

- Rendimiento horario (RH) (ton/h):

$$RH = QH * D_e$$

- Rendimiento por turno (RT) (ton/turno):

$$RT = RH * N_h * f_r * f_d$$

- Número de equipos de carguío:

$$N = \frac{T_{pD}}{RT}$$

Donde:

CD = capacidad de la cuchara (teórico)

DLL = delta de llenado o grado de relleno de la cuchara:

0.9 – 0.8	Granulometría Buena
0.7 – 0.6	Granulometría Regular
< 0.5	Granulometría Mala

TP = tonelaje por palada

V = volumen

ρ = densidad de la roca

RdP = ritmo de producción

Tc = tiempo de carguío

Tvc = tiempo de viaje con carga

TD = tiempo de descarga

Tw = tiempo de viaje vacío

VM = velocidad de maniobra

QH = carga horaria

Vc = volumen de cuchara

RH = rendimiento horario

De = densidad de material esponjado

RT = rendimiento por turno

Nh = número de horas por turno

fr = factor de utilización por turno; horas efectivas de trabajo descontando el tiempo de entrada, salida y lunch

fd = factor de disponibilidad por turno; horas efectivas de un equipo descontando horas de mantención, programación y paralizaciones inesperadas

- Factor de esponjamiento (Swell Factor):

$$Fw = \frac{V_B}{V_S} = \frac{\rho_S}{\rho_B}$$

Donde:

F_w = factor de esponjamiento (swell)

V_B = volumen del material en banco

V_S = volumen del material suelto

ρ_B = densidad en banco

ρ_S = densidad de material suelto

- Porcentaje de esponjamiento:

$$Sw = \frac{V_S - V_B}{V_B} * 100 = Sw = \frac{\rho_B - \rho_S}{\rho_S} * 100$$

4.1.4.3.3 Dimensionamiento de Flota de Transporte

Características generales:

- a) Minería Cielo Abierto de bajo perfil (HB = 5 a 10 m)
Camiones de 0 a 100ton
- b) Minería Cielo Abierto de gran perfil (HB > 10 m)
Camiones de 120 a 240ton
- c) Geometría general:

Ancho del camión	→	Ancho del banco
Largo del camión	→	Espacio de maniobra
Altura del camión	→	Visibilidad de pista

Los camiones pueden transitar por terrenos escarpados que presenten pendientes entre 2% a 12%.

- Productividad de los camiones (ton/h):

$$P = \frac{3600 - C_m}{T_{\text{ciclo}}}$$

Donde:

$$C_m = DLL * C_m'$$

- Tiempo de ciclo de los camiones (segundos) :

$$T_{\text{ciclo}} = T_c + T_{vc} + T_D + T_{vv}$$

El tiempo de ciclo puede variar de acuerdo a condiciones como:

Perfiles de la mina: longitudes y pendientes a transitar

Peso específico del material

Tránsito y tráfico interno

Velocidades mínimas y máximas:

De 20 Km/h a 40 Km/h con carga

De 40 Km/h a 50 Km/h vacíos

- Tiempos de viaje (segundos):

$$\text{Tiempo} = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad}}$$

Con esta fórmula se pueden calcular tanto los tiempos de viaje en vacío como aquellos con carga.

- Tiempo de descarga (segundos):

$$TD = TD' + \text{Taculatamiento}^4$$

Donde:

$$TD' = \text{Tiempo neto de descarga}$$

- Rendimiento del equipo de transporte (ton/día):

$$R = \frac{\text{Npaladas} * CP * DLL * DF * FUT * FO * 24}{T_{\text{ciclo}}}$$

- Número de camiones:

$$N = \frac{T_{pD}}{R}$$

Donde:

P = productividad

Cm = capacidad real del camión

Cm' = capacidad de relleno del camión

DLL = grado de relleno, depende de la granulometría:

0.90 – 0.75 para granulometría buena

0.75 – 0.60 para granulometría regular

Tc = tiempo de carguío

Tvc = tiempo de viaje cargado

TD = tiempo de descarga

Tvv = tiempo de vuelta vacío

TD' = tiempo neto de descarga

R = rendimiento

Npaladas = número de paladas

CP = capacidad del balde

⁴ Tiempo de posicionamiento de los camiones, se consideran los giros de acercamientos, maniobrabilidad, etc.

De manera general se puede decir que la información necesaria para un correcto dimensionamiento de la flota de equipos en minería cielo abierto, está dada por:

- a) Amplitud del proyecto: reservas existentes, vida útil de la mina, etc.
- b) Programa de producción: ratios de extracción de materiales.
- c) Parámetros de diseño: mallas de perforación, perfiles de transporte, altura de bancos, pendientes, etc.
- d) Tecnología disponible: maquinaria y equipos.
- e) Factores operacionales: días de trabajo, turnos, índices operacionales, capacitaciones, etc.
- f) Factores de relación Mina – Equipos: resistencia a la rodadura, abrasividad del material, etc.
- g) Rendimientos y costos estimados. (Alberto, J., 2012).

4.2 Variables Geométricas:

4.2.1 Parámetros de diseño

4.2.1.1 Relación estéril mineral

Razón existente entre la cantidad de estéril que se retira del yacimiento y la cantidad de mineral recuperable del mismo. Esta relación puede ser variable a lo largo de la vida útil de la mina, dependiendo de factores como: geometría de la mineralización, distribución de la mineralización, estabilidad y seguridad de taludes, criterios económicos, tasa de producción, entre los más importantes.

Uno de los criterios para determinar la relación estéril – mineral, está en función de la estabilidad y seguridad de taludes, mismo que dependerá del ángulo de inclinación que se dé a estos; otro criterio corresponde al económico, mediante el cual se determinarán los límites hasta los cuales resulta rentable la extracción de minerales; en este marco, es aplicable la siguiente igualdad:

$$RDE = \frac{(A - B)}{C}$$

Donde:

A = ingreso por tonelada de mineral

B = costo de producción por tonelada de mineral (se incluyen los costos hasta el punto de venta)

C = costo de retiros de estéril (stripping)

En ocasiones, se incluye un valor adicional de utilidad mínima:

$$RDE = \frac{(A - (B + D))}{C}$$

Donde:

D = utilidad mínima por tonelada de mineral

➤ Valores críticos para la razón estéril – mineral:

(2:1 a 3:1), se consideran valores razonables

(5:1 a 7:1), se consideran valores críticos, para los cuales se debe definir el cambio en el método de explotación o el cierre del yacimiento

4.2.1.2 Geometría de diseño

Para el presente estudio, únicamente se tratarán los diseños de yacimiento en forma de Cortas y Canteras, en las que la excavación se la realiza tridimensionalmente mediante baqueo descendente en diferentes niveles, este tipo de explotación permite contrarrestar o anular los esfuerzos de tracción y compresión ejercidos por el macizo rocoso.

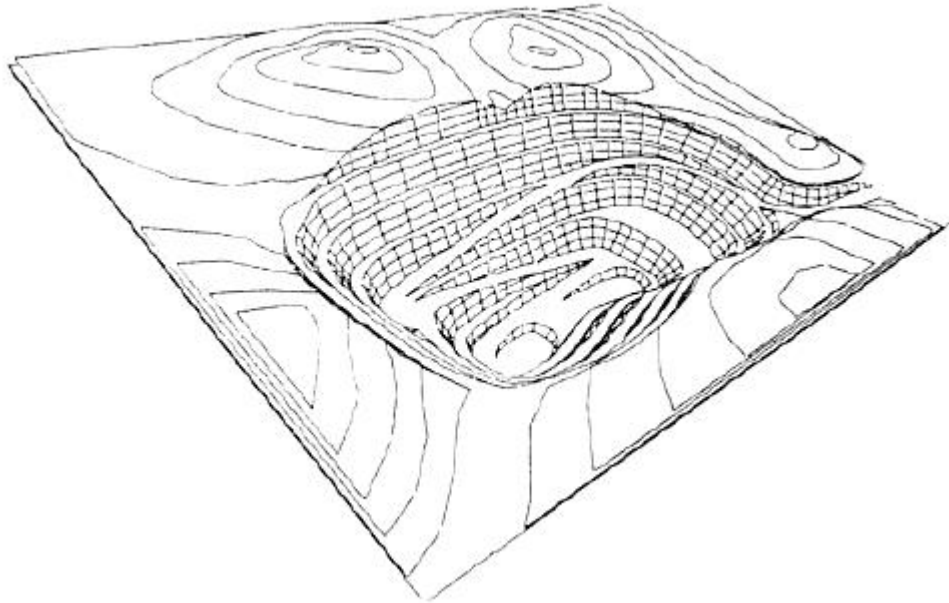


Figura 22: Esquema de una corta minera.
Fuente: (Herrera J., 2006)

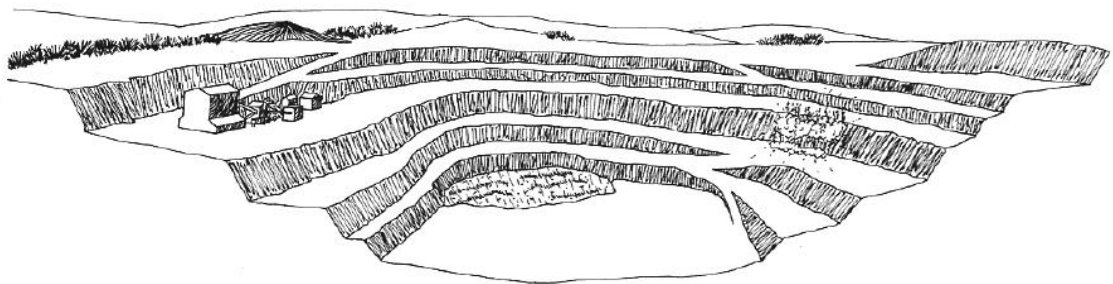


Figura 23: Esquema de explotación de cantera de áridos.
Fuente: (Herrera J., 2006)

Dentro de los parámetros geométricos de diseño, la distribución de los esfuerzos ejercidos por el macizo rocoso en el yacimiento, se pueden analizar:

- a) Los esfuerzos mínimos que se producen en los lugares en los que el radio de excavación es mayor.
- b) Los esfuerzos máximos que se producen en los lugares en los que el radio de excavación es menor.
- c) Para aliviar los esfuerzos, es recomendable realizar una expansión en una línea en el lugar en donde se pretende disminuirlos.
- d) Es recomendable tener radios de curvatura lo menos cerrados posible.

- e) Como consecuencia de los máximos esfuerzos de compresión, tracción y cizalle, se producen efectos colaterales como: agrietamientos en las periferias, problemas de derrame, volcamientos de bancos (toppling), deslizamiento de cuñas y deformación por relajación de la roca. (Delgado, J., 2008).

4.2.1.2.1 Altura de bancos

La altura de los bancos es la distancia vertical comprendida desde el pie del talud hasta la cima del mismo, esta se establece en función del tipo y dimensionamiento de maquinaria a operar así como de las características geológicas y geomecánicas del yacimiento, incluyendo los parámetros de seguridad. Es recomendable que los bancos de explotación presenten uniformidad en su altura, pudiendo variar por consideraciones técnicas, económicas o atmosféricas; la altura promedio de los bancos para minería a cielo abierto se pueden considerar entre los 10 metros a 15 metros.

A continuación se presentan las ventajas operativas que ofrecen los bancos de mayor y menor altura:

VENTAJAS	
BANCOS ALTOS	BANCOS PEQUEÑOS
Menor número de bancos, implica por tanto una mayor concentración de maquinaria y eficiencia.	Rapidez en obras de construcción de accesos, saneamientos y limpieza de frentes.
Menor longitud de caminos, menores inversiones en obras de construcción vial.	Menores errores de desviación de taladros en procesos de perforación.
Menores desplazamientos de las maquinarias y equipos, mejoran los rendimientos de los mismos.	Mayor control en la fragmentación de roca, vibraciones y ondas de choque.
Mayor rendimiento en procesos operativos de perforación, mayor tonelaje por metro perforado; reducción de tiempos muertos.	Mejores condiciones de seguridad para el personal, maquinaria y equipos.

Tabla 9: Ventajas operativas en la geometría de bancos.

Fuente: (Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador. 2003)

4.2.1.2.2 Ancho de bancos

Corresponde a la sumatoria de los espacios requeridos para el movimiento libre de las maquinarias que laboran, bien sean de perforación, carguío o transporte, incluyendo un espacio de seguridad y una cuneta de coronación.

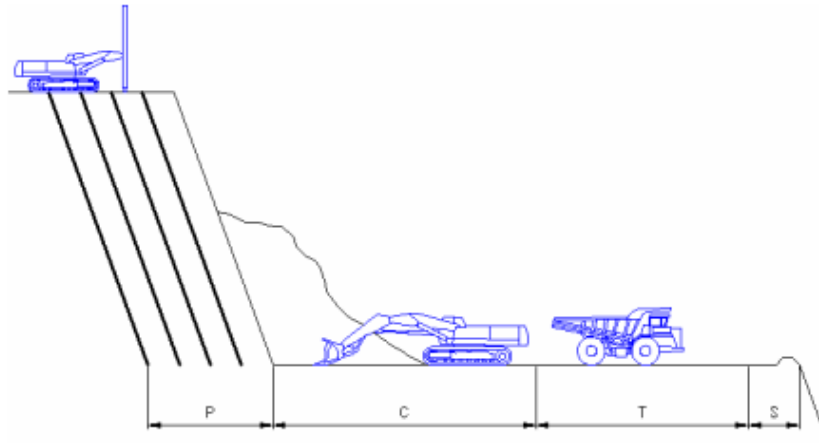


Figura 24: Distribución espacial de bancos de explotación.

Fuente: (Recalde, E. 2007)

Por otro lado, el ancho de vías en las bermas de los taludes, debe permitir una movilidad holgada de las maquinarias, considerando el tránsito de ida y vuelta, más los espacios de seguridad respectivos.

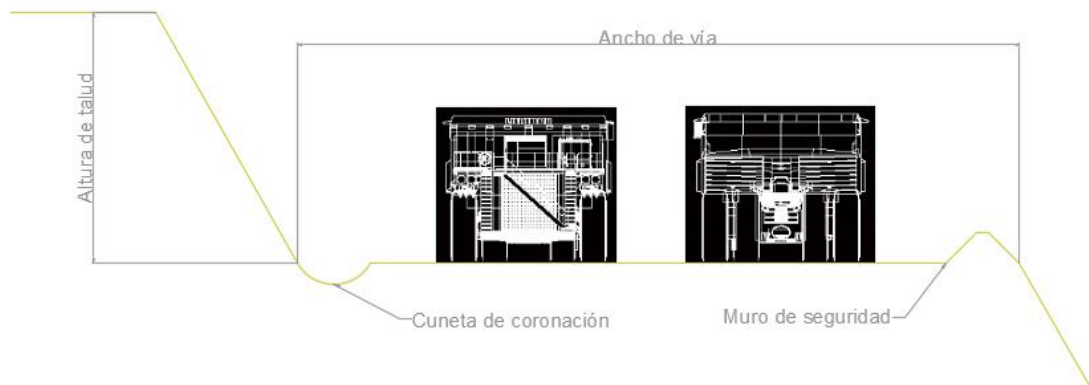


Figura 25: Perfil de diseño vial de un banco.

4.2.1.2.2.1 Bermas

Espacio diseñado entre los bancos del yacimiento cuya finalidad es la de retener el material que, producto de voladuras anteriores o condiciones geológicas de la roca o ambiente, pudiera caer al fondo; las bermas también se las suele utilizar como espacios para vialidad de maquinaria. Una de las maneras empíricas, para el cálculo del ancho de bermas, es a través de la aplicación de las siguientes expresiones (Giani., Call., 1992):

$$W = 0.2 H + 2.0, \text{ para } H \leq 9.0 \text{ m}$$

$$W = 0.2 H + 4.5, \text{ para } H > 9.0 \text{ m}$$

Donde:

W = ancho de banco

H = altura de banco

4.2.1.2.3 Ángulo de talud

Uno de los parámetros geométricos mayormente significativo en el esquema de explotación del yacimiento es el ángulo de talud, pues su construcción brinda las condiciones necesarias para un diseño óptimo de los taludes, con un máximo aprovechamiento del mineral a una tasa reducida de riesgo o siniestro geomecánico.

El ángulo de talud corresponde al ángulo formado por las paredes del yacimiento entre las plataformas superiores y la línea horizontal de base, éste puede variar su valor dependiendo de las condiciones de profundidad de explotación, evaluaciones económicas, entre otros factores, sin dejar de lado aquellos propios del macizo, como son: presencia de fallas, presencia de agua, resistencia de la roca. Por lo general es recomendable obtener taludes cuyas paredes sean lo más alto posible, con la finalidad de minimizar la razón de despeje en los mismos.

4.2.1.2.3.1 Factores de los que depende el ángulo de talud

- a) Factores geológicos.- diaclasas, clivajes, fallas.
- b) Factores geotécnicos.- cohesión, ángulo de fricción, tracción, resistencia a la compresión, densidad.
- c) Factores relacionados con aguas subterráneas.- porosidad, presión de poros, índice de huecos.
- d) Factores geométricos.- altura, ancho de bancos.
- e) Factores de voladura.- ondas de efecto sísmico, quebradura, pre corte.

Los ángulos de talud con que se trabaja en una explotación, se los puede clasificar de la siguiente manera:

- a. Ángulo de trabajo.- ángulo con el que se labora en los bancos de producción, su valor dependerá primordialmente del ritmo de producción diario planificado.

- b. **Ángulo inter rampa.**- inclinación que se da al conjunto de bancos que se sitúan entre dos rampas consecutivas, se mide desde el pie del banco más alto hasta la plataforma o cresta del más bajo, donde se encuentra la otra rampa.
- c. **Ángulo final.**- ángulo que se pretende alcanzar una vez que se ha llegado a la mayor profundidad de explotación del yacimiento, se mide desde el pie del banco más profundo hasta la cresta del banco más alto.

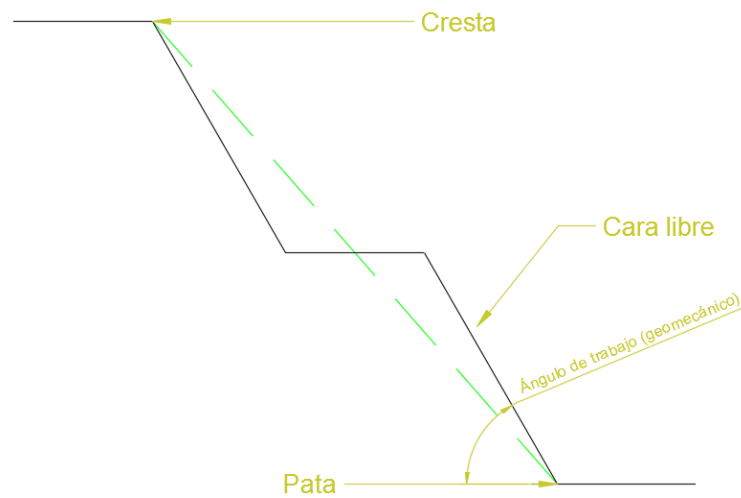


Figura 26

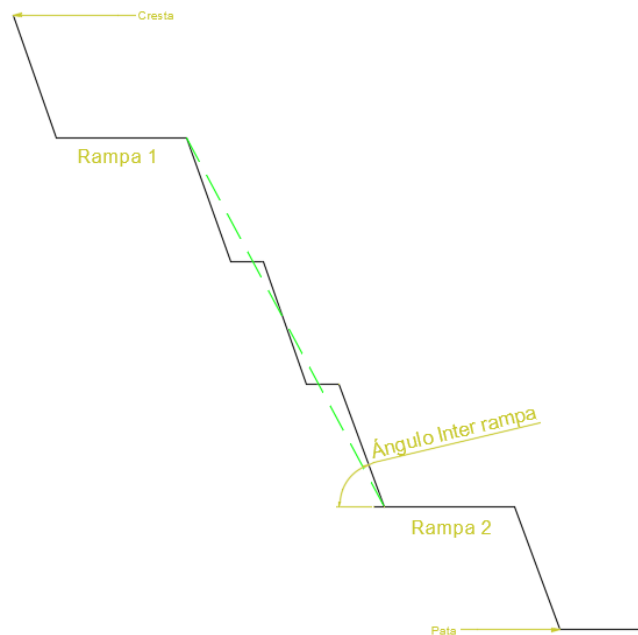


Figura 27

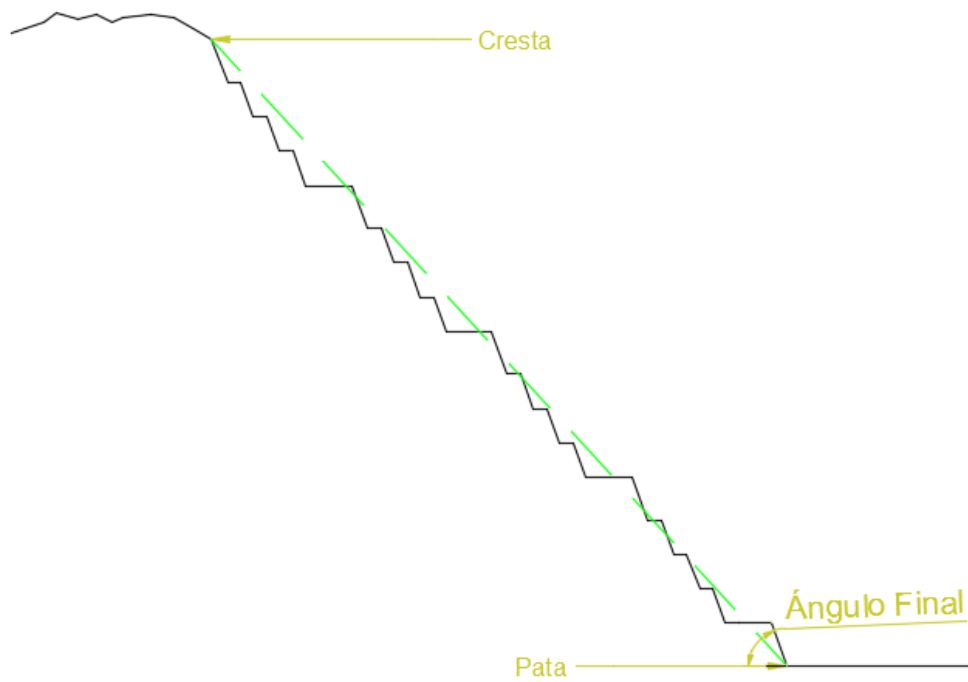


Figura 28

Figuras 26, 27 y 28: Ángulos de Talud
Fuente: (Alberto, J., 2012)

Cabe indicar que existen dos maneras de medir el ángulo de talud: una es de pie a pie entre los bancos, utilizado generalmente este método en geomecánica; y otro es de pie a cresta, utilizado en planificación. Sea cual fuere el método utilizado, el resultado de la medición debe presentar coherencia tanto para las labores extractivas cuando para el factor de estabilidad y seguridad.

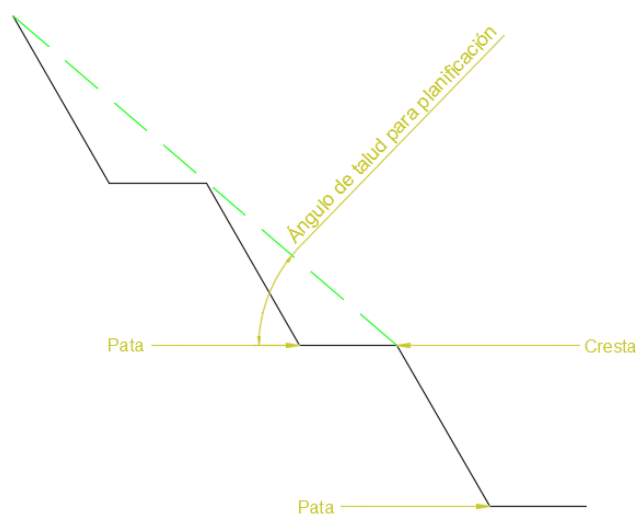


Figura 29: Ángulo de Talud en Planificación
Fuente: (Alberto, J., 2012)

La variación del ángulo de talud puede tener incidencia directa tanto en los cambios de estabilidad del macizo cuanto en los beneficios económicos de las labores de explotación. Al incrementar el ángulo de talud se disminuye la cantidad de estéril a remover para la misma cantidad de mineral, lo que mejora los beneficios económicos de la explotación (figura 30); mientras que, al disminuir el ángulo de talud, implicará mayores cantidades de estéril a extraer (figura 31).

Se puede decir por tanto, que los efectos de la variabilidad del ángulo de talud (siempre que las condiciones geológicas y geomecánicas lo permitan o impidan) se verán reflejados en los ratios estéril/mineral de la explotación, incidiendo a su vez en los costos productivos de un proyecto.

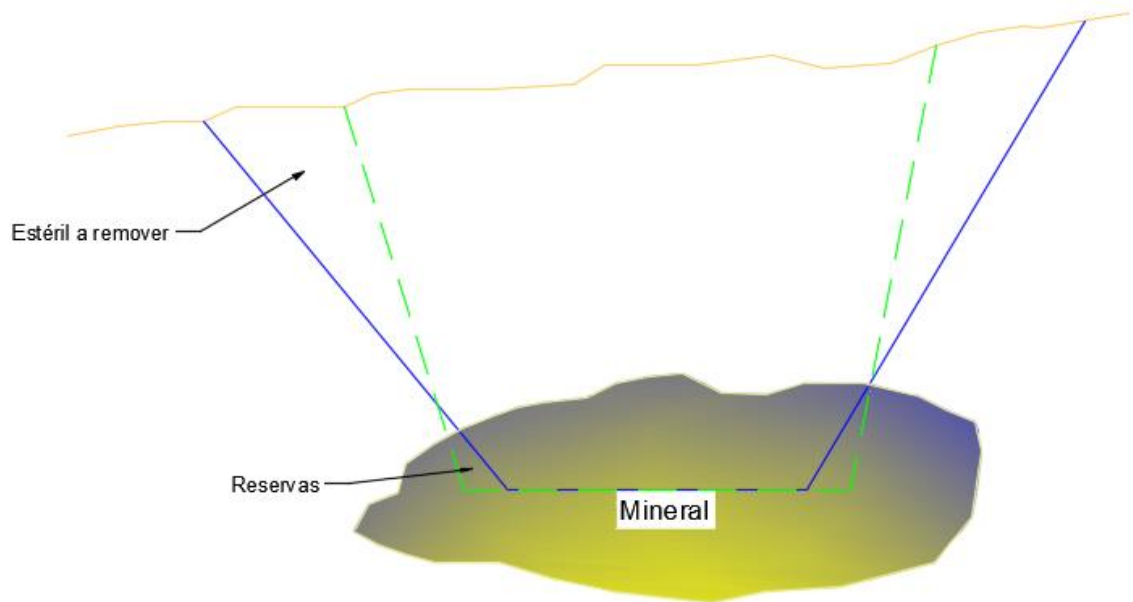


Figura 30: Variación de incremento del ángulo de talud

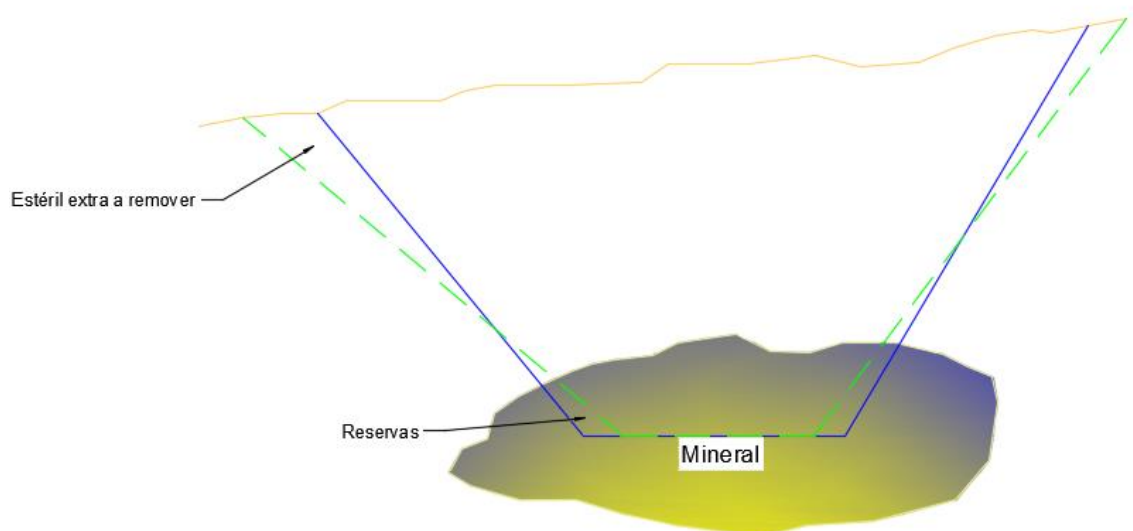


Figura 31: Variación de disminución de ángulo de talud

Con fines de obtener bermas de seguridad más estables y prácticas, generalmente es recomendable mantener el ángulo de talud en valores que oscilen entre 60° a 75°. La determinación de este valor estará ligada a su vez a un factor de seguridad, para lo cual es necesario tener presente los siguientes valores críticos:

- Factor de seguridad igual a 1.0, indica indiferencia.
- Factor de seguridad menor que 1.0, indica problemas de estabilidad y posibles colapsos.
- Factor de seguridad mayor que 1.0, indica un valor óptimo de estabilidad y por ende de seguridad.

Uno de los métodos para determinar dicho factor es a través de la aplicación de la siguiente expresión:

$$F_s = \frac{C + (n * \tan \Theta)}{W * \sin \Theta}$$

Donde:

C = cohesión

n = esfuerzo normal de la cuña

W = peso de la cuña

Θ = ángulo de fricción

4.2.1.2.4 Caminos de acceso y rampas

Las vías o caminos de acceso son los espacios de terreno destinados al tránsito de maquinarias y equipos hacia los respectivos frentes de explotación, acopios, botaderos y demás lugares a interior mina; la construcción de éstas debe permitir una libre movilidad interna bajo parámetros de seguridad adecuados, en donde las pendientes no sobrepasen inclinaciones mayores al 20%, siendo recomendables el uso de pendientes entre 8 a 10% y cuya anchura de pistas sea de por lo menos 3 ½ veces superior a la vía de la unidad más ancha que circule por ella.

Existen cuatro factores importantes a tener en cuenta para la construcción vial interna, los cuales son: la pendiente, el ancho, ángulo de peralte y el drenaje.

De manera adicional, una consideración a hacer en el diseño de los caminos de acceso, es la construcción de pequeñas banquetas de seguridad al borde de los bancos o bermas, con el fin de retener material caído desde cierta altura.

Debido a que en una cantera los bancos de explotación y acceso se componen de características diferentes, es necesario anotar los siguientes datos para el diseño de rampas:

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 = Radio de curvatura del tramo i (metros)

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

La_i = Longitud aparente del tramo i (metros), la que se ve en el plano.
(Alberto, J., 2012)

Las longitudes, pendientes, anchos y radios deben presentar condiciones tales que permitan la circulación vehicular holgada al menor desgaste posible en el funcionamiento o estructura de la maquinaria y a un factor máximo de seguridad.

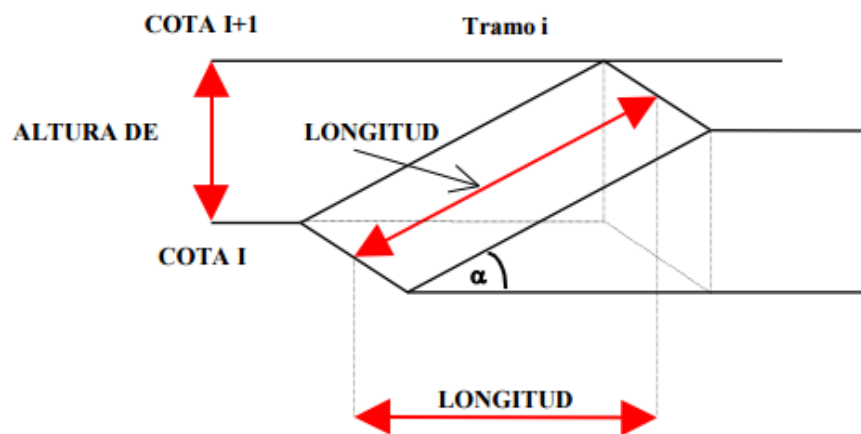


Figura 32: Esquema de parámetros geométricos de un banco

Fuente: (Alberto, J., 2012)

$$P_i = \frac{(C_{i+1} - C_i) * 100}{La_i}$$

$$\alpha = \arctg \left[\frac{(C_{i+1} - C_i)}{La_i} \right] = \arctg \frac{P_i}{100}$$

$$\text{Longitud real} = \text{Longitud aparente} * \text{tg}(\alpha)$$

$$Lr_i = La_i * \text{tg}(\alpha)$$

La longitud total de la rampa será equivalente a la sumatoria de todos los tramos:

$$Lr_{\text{TOTAL}} = \Sigma Lr_i$$

Radios de curvatura en pendiente:

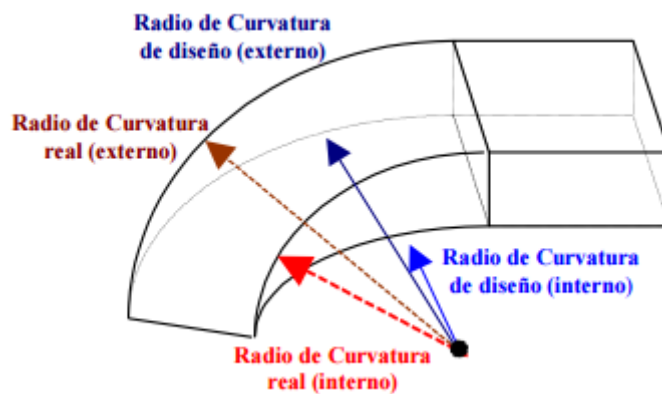


Figura 33: Esquema de radios de curvatura de rampas
Fuente: (Alberto, J., 2012)

4.3 Variables Económicas:

4.3.1 Estimación de la ley de corte

Uno de los parámetros mayormente representativos en una explotación minera a cielo abierto es sin duda la ley de corte, misma que puede determinar tanto el pit final como la secuencia de explotación a seguir; la ley de corte permite la discriminación entre el mineral y el estéril, alargando o reduciendo la vida útil del yacimiento y por consiguiente de los beneficios percibidos en base a la estrategia de extracción planificada.

La ley de corte corresponde a aquella ley mínima que produce un beneficio marginal prefijado, así, el material que presente valores por debajo de la ley de corte, es considerado como estéril, mientras por el contrario, aquel que presente valores por encima es clasificado como mineral para futuramente ser explotado, tratado y comercializado.

4.3.2 Ley de Corte Crítica (LCC)

Para la aplicación y cálculos de la ley crítica de corte, la modelación de reservas del yacimiento ha sido realizada a través de un diseño de bloques, generado a partir de los datos obtenidos en las etapas previas a la explotación y con el que se busca generar paralelepípedos que presenten similitudes en cuanto a la calidad de los recursos presentes.

Las principales características de los bloques, son:

Mineral: Caliza
 Tamaño del Bloque: 10 * 10 * 10 (m)
 Número de Bloques: “X número en sentido Oeste” / “X número en sentido Este”
 Coordenadas de Origen: Norte / Sur
 Orientación del Modelo (azimut): 0°

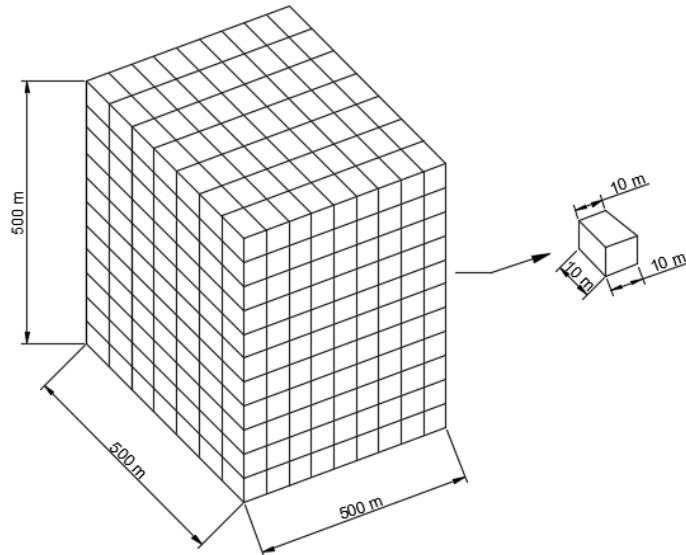


Figura 34: Modelo de bloque
 Fuente: (Delgado, J., 2008)

Entre otros aspectos, las dimensiones de los bloques pueden depender de:

- a) Características geológicas y geomecánicas del yacimiento
- b) Continuidad del depósito mineral
- c) Ritmos de explotación
- d) Selectividad

4.3.2.1 Método tradicional

Este método tiene por finalidad la selectividad entre bloques que presenten valores de mineral económicamente rentables para su explotación y aquellos que sean destinados a los botaderos; su cálculo se puede realizar a partir de las siguientes expresiones:

$$\text{LCC del pit final} = \frac{m + c}{(s - r) * y}$$

$$\text{LCC de procesamiento} = \frac{c}{(s - r) * y}$$

Donde:

m = costo de minado

c = costo de procesamiento

s = precio del producto

r = costo de venta

y = recuperación

La primera ecuación (pit final) permite una explotación del yacimiento de manera tal que todos los costos generados sean cubiertos con los beneficios obtenidos de la comercialización del mineral recuperado, priorizando el aprovechamiento de los bloques que presenten leyes más altas; mientras que la segunda (procesamiento) se utiliza una vez que se hayan seleccionado los mejores bloques para su extracción (Dagdelen, 1992).

Este método de análisis tiene como características principales:

- a) Maximizar los beneficios de la operación minera global.
- b) Constancia equilibrada en el aprovechamiento de los recursos, siempre que los precios y costos del producto no varíen notablemente a lo largo de la vida útil de la mina.
- c) No tener en cuenta la distribución del tenor en el depósito.

Para el caso de un proyecto que carezca de capacidad de procesamiento mineral durante los primeros años, la utilidad aproximada generada por la explotación podría calcularse de la siguiente manera:

$$U = (s - r) * Q_r - \left(\frac{f}{C} + C \right) * Q_c - mQ_m$$

Donde:

U = utilidad por período

s = precio del producto

r = costos de venta

Q_r = cantidad de producto obtenido por refinación

f = costos fijos

C = capacidad de procesamiento

Q_c = cantidad de material procesado
 m = costo de minado
 Q_m = cantidad de material minado

4.3.2.2 Método del beneficio nulo

Este método se basa en un modelo económico de beneficio nulo para los límites de explotación de un tajo a cielo abierto:

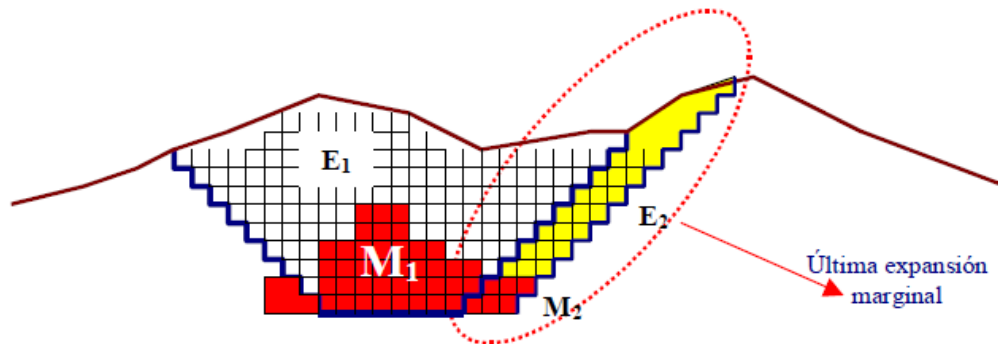


Figura 35: Estimación de ley crítica de corte en base al método del beneficio nulo
 Fuente: (Delgado, J., 2008)

$$B = I - C$$

Donde:

B = Beneficio neto esperado de la última expansión marginal
 I = Ingresos por venta del producto
 C = Costos por obtener el producto
 E = Estéril
 M = Mineral

En la figura 35 se observa un ejemplo del método de beneficio nulo, en el que la extracción del bloque de mineral M_1 permite pagar los costos asociados a la extracción de estéril E_1 , de manera que:

$$B_1 = I_1 - C_1 > 0$$

Por lo que para la siguiente expansión -marginal- será necesario considerar si el aprovechamiento del bloque M_2 permitirá cubrir los costos asociados a la extracción de E_2 , es decir:

$$B_2 = I_2 - C_2 > 0$$

Determinando de esta manera si los recursos son o no aprovechables.

4.3.3 Costos Operativos

4.3.3.1 Costos de Perforación

El cálculo de los costos de perforación se puede expresar a través de la siguiente expresión:

$$C_T = \frac{C_A + C_I + C_M + C_O + C_E + C_L}{VM} + C_B$$

Donde:

Costos Directos:

C_M = mantenimiento y reparaciones (USD/h)

C_O = mano de obra (USD/h)

C_E = energía o combustibles (USD/h)

C_L = aceites, grasas y filtros (USD/h)

C_B = bocas, varillas, manguitos y adaptadores (USD/min)

VM = velocidad media de perforación (m/h)

Costos Indirectos:

C_A = amortización (USD/h)

C_I = intereses, seguros e impuestos (USD/h)

4.3.3.2 Costos de Carguío

Para el análisis de costos del proceso de carguío, se toma en consideración los rendimientos reales y estándar de los equipos y se los correlaciona tanto con el grado de fragmentación del material explotado, así como con los gastos incurridos:

Tomando como referencia los rendimientos de la maquinaria en función de la granulometría del material a remover, se puede expresar:

$$C_C = \left[\frac{\text{Rend. } K_{80} \text{ (actual)}}{\text{Rend. } K_{80} \text{ (estándar)}} \right]^N$$

Donde:

K_{80} = abertura de la malla para la cual pasa el 80% del material volado

N = coeficiente de utilización de la maquinaria (normalmente: 0.5)

Tomando de referencia los rendimientos de la maquinaria y los gastos incurridos en el proceso:

$$C_c = \frac{\text{Gastos Fijos}}{\text{Rendimiento actual}} + \frac{\text{Gastos Variables}}{\text{Rendimiento actual}} * \left[\frac{\text{Rendimiento estándar}}{\text{Rendimiento actual}} \right]^N$$

4.3.3.3 Costos de Transporte

Los costos de transporte estarán relacionados tanto al grado de llenado del balde, mismo que dependerá a su vez del tamaño de los bloques de extracción, granulometría obtenida post voladura, tiempos de espera, maniobras y vertidos, así como de las distancias recorridas en las diferentes áreas a interior mina; su cálculo se puede expresar de la siguiente manera:

$$C_T = \sum t_T * \left[\frac{K_{80} \text{ (actual)}}{K_{80} \text{ (estándar)}} \right]^{0.5}$$

Siendo:

$$t_T = t_{\text{rodaje}} + t_{\text{maniobras}} + t_{\text{espera}} + t_{\text{vertido}}$$

En caso de querer expresar los costos en función del rendimiento y el kilometraje, sería:

$$C_T = Km_{\text{horizontales}} + (\text{Rendimiento estándar} * Km_{\text{pendiente}}) + \sum t_{\text{muertos}}$$

CAPÍTULO V

MODELIZACIÓN

En el presente capítulo se bosquejan los cálculos y algoritmos necesarios que servirán de base para el modelo de planificación de explotación a cielo abierto, se consideran cada uno de los procesos descritos en el capítulo anterior incluyendo la formulación matemática que permita llevar a cabo los diversos escenarios bajo los cuales se realizarán los estudios de optimización de procesos y aprovechamiento secuencial de recursos; previo a la aplicación de cálculos, se idealizará un modelo de yacimiento en campo para el cual se darán valores tanto geométricos cuanto económicos referentes a los parámetros de reservas, entre otros.

Para la puesta en marcha del modelo, se han identificado cada uno de los procesos a nivel de cantera y se han realizado evaluaciones tanto técnicas como financieras, considerando para ello las variables más representativas, de manera que se permita, al final, visualizar la factibilidad o rentabilidad de la explotación.

5.1 Ejemplo de Aplicación

En un área definida se tiene un depósito mineral para la explotación a cielo abierto con las siguientes características:

- a) Área de la concesión: 500 Ha
- b) Mineral: Caliza
- c) Extracción: 1100 ton/día = 401500 ton/año
- d) Programa de explotación inicial: 4 años
- e) Cotas (Ver: Anexo 1 - Paneles de Recursos):
 - Inferior: 2500 msnm
 - Superior: 2820 msnm

Parámetro	Valor	Unidad
Densidad en banco de mineral y estéril	2,4	(ton/m3)
Densidad de esponjamiento	1.5	(ton/m3)
Porcentaje de esponjamiento	0.7	%
Horas operativas	7,5	(H)
Horas de mantenimiento	1	(H)
Número de frentes en operación	2	-
Granulometría del material	Regular	DLL
Altura de taludes cantera	10	(m)
Burden	5.9	(m)
Espaciamiento	7.6	(m)
Pasadura	1.2	(m)
Ángulo de trabajo de banco (entre bancos)	45	(°)

Con los datos indicados, se modela el plan minero, diseñando:

- i. El límite inferior y en planta del yacimiento, indicando la cantidad de materiales que se extraerían de esos límites.
- ii. La geometría final dentro de los límites definidos para la planificación a mediano plazo.
- iii. La cantidad de reservas y relación de descapote.
- iv. La secuencia minera para los primeros 4 años.
- v. El dimensionamiento mínimo de equipos para la secuencia mostrada.
- vi. Si los precios son:
 - Precio de venta del mineral: 7,00 USD/ton
 - Precio de extracción de mineral: 2,50 USD/ton
 - Precio de extracción de estéril: 2,00 USD/ton

Calcular la utilidad total de la explotación y su rentabilidad.

Para la ejemplificación y aplicación del modelo de planificación, el área de concesión ha sido tomada al azar de mapas de curvas de nivel del Austro del Ecuador, en las que, mediante la aplicación del software ArcGIS, se presenta un bosquejo del yacimiento de estudio. De manera adicional se han tomado datos de cuantificación de reservas provenientes de modelos similares.

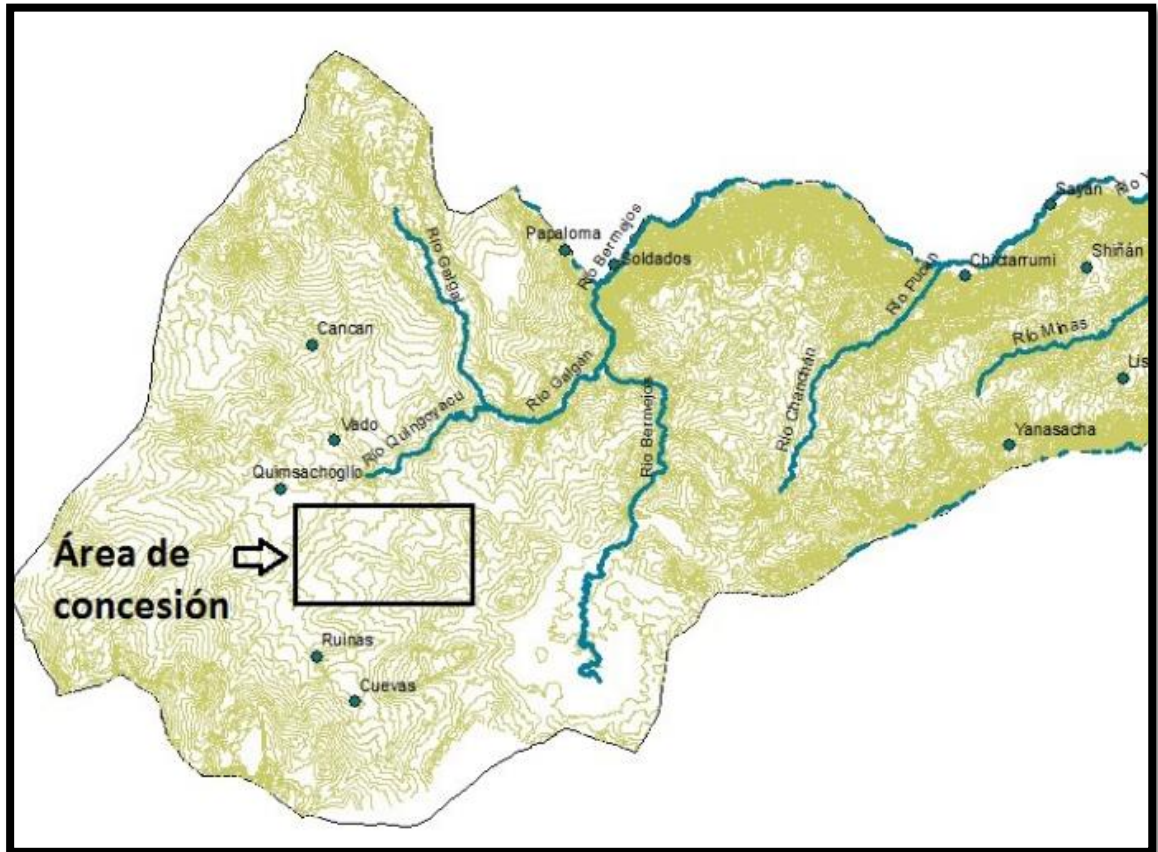


Figura 36: Esquema de área de concesión
Fuente: (Curvas de Nivel Azuay, 2014)

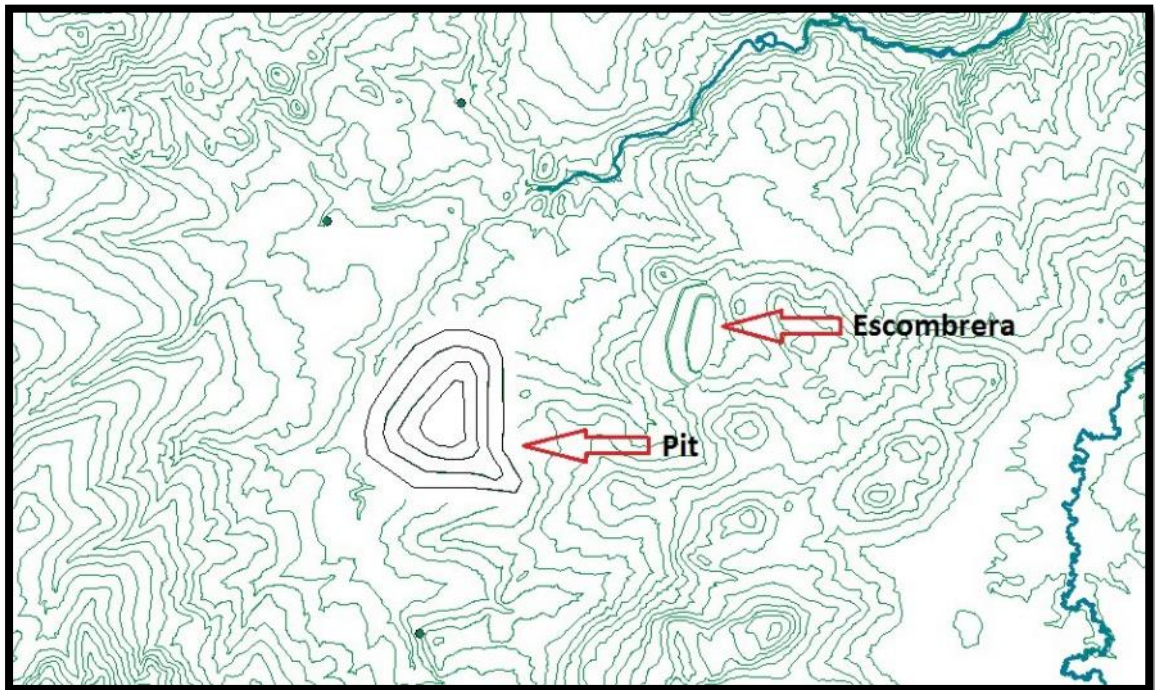


Figura 37: Bosquejo de modelo del pit y escombrera

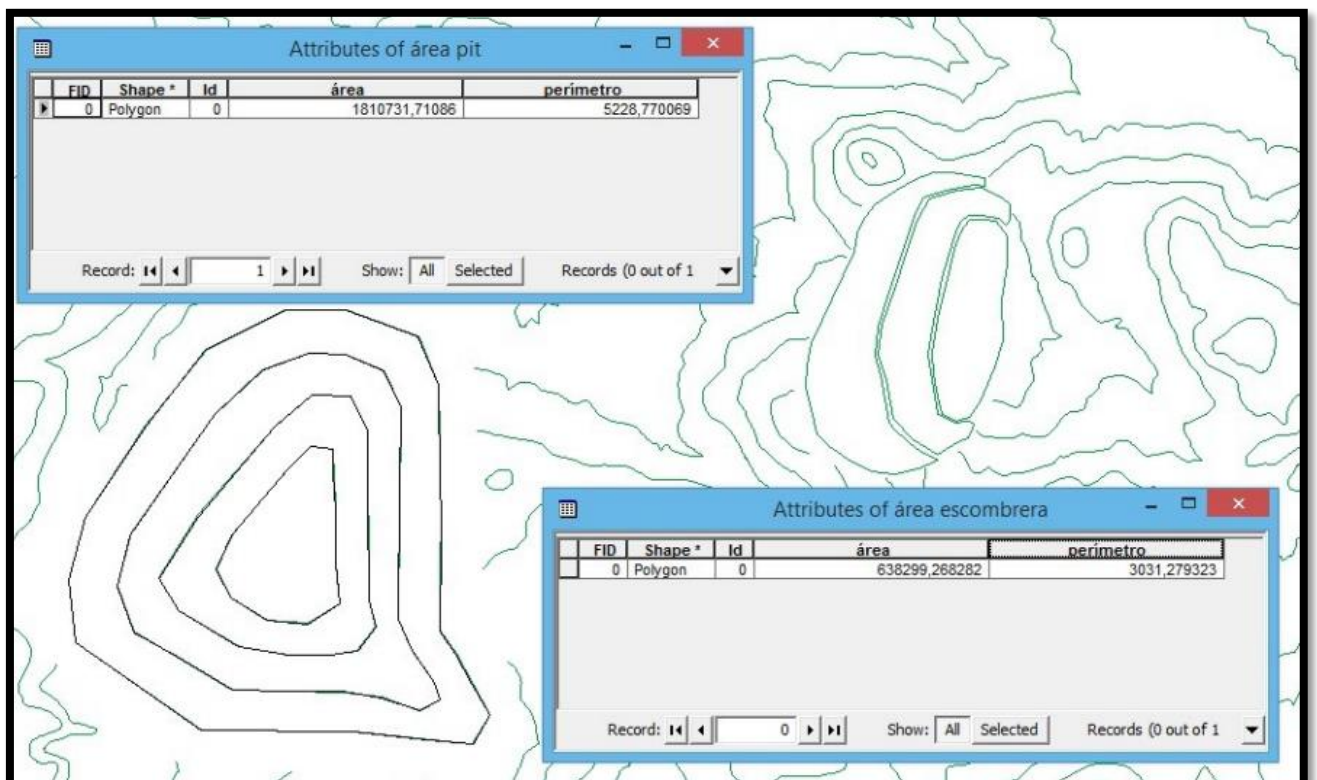


Figura 38: Área y perímetro del pit y de la escombrera

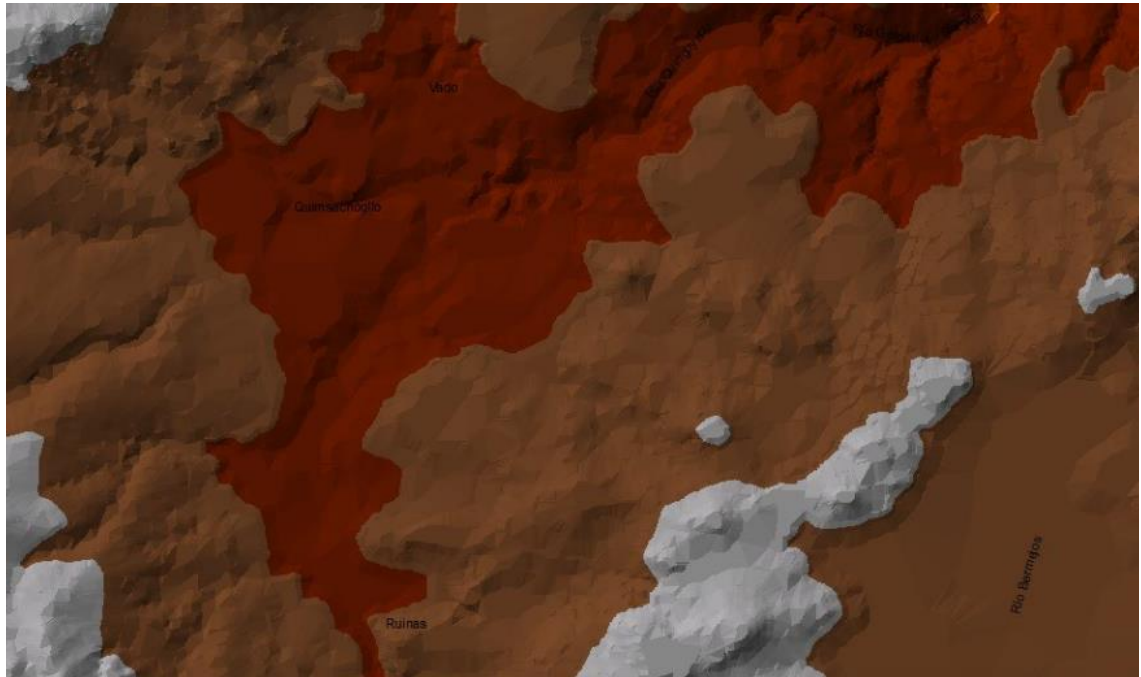


Figura 39: Esquema del área previa construcción del pit.

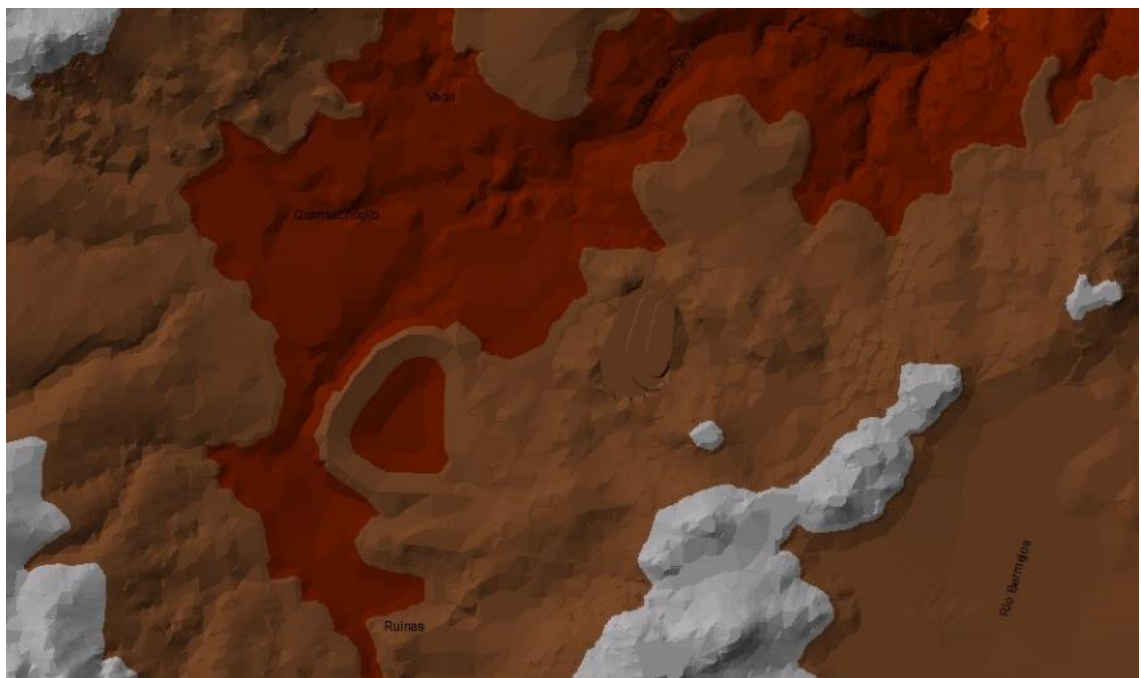


Figura 40: Esquema del área con el pit en construcción.

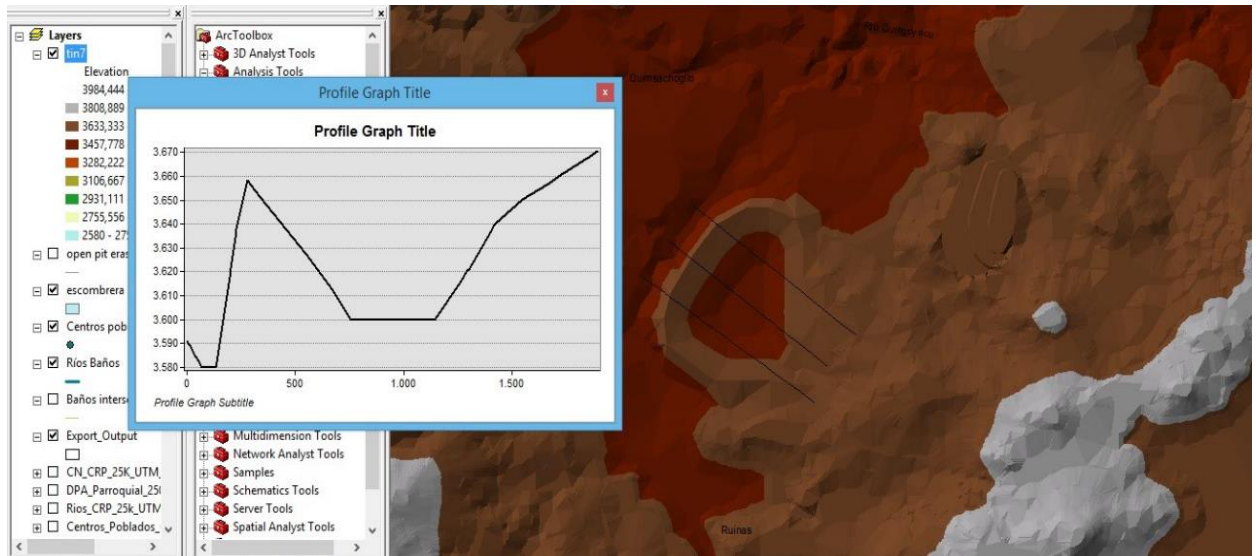


Figura 41: Bosquejo de perfil del pit

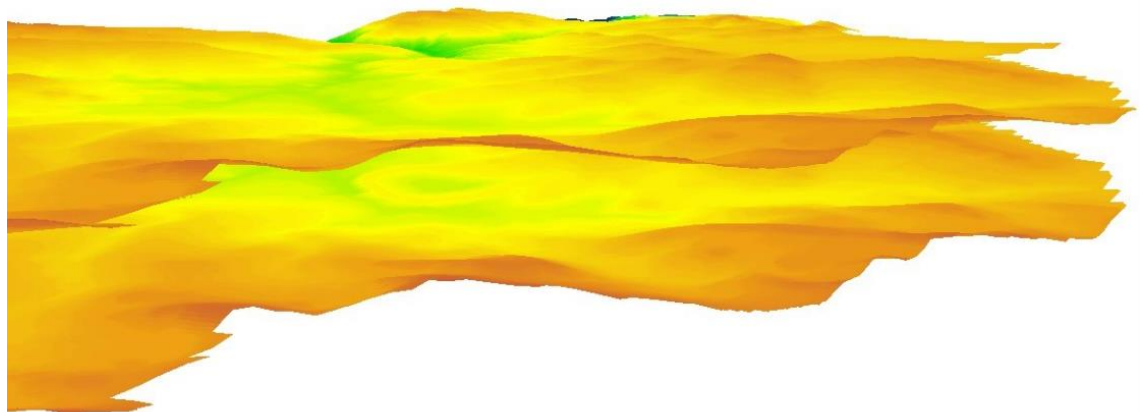


Figura 42: Bosquejo de perfil del pit - 3D

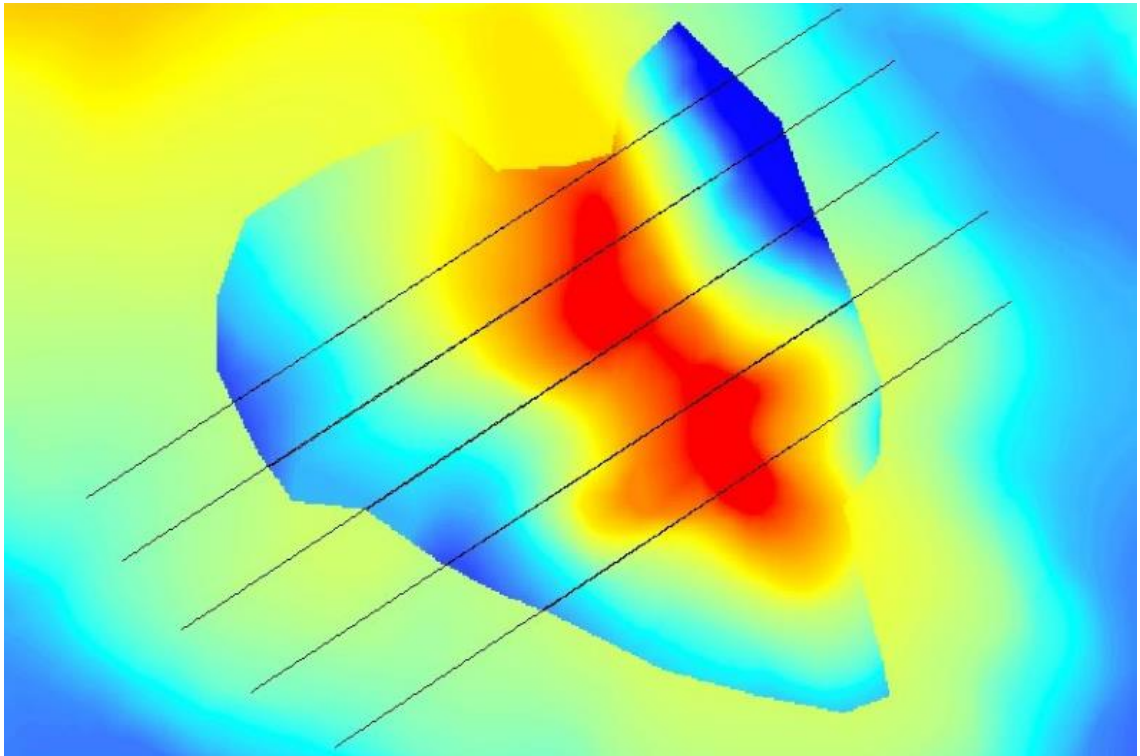


Figura 43: Perfiles de secciones de explotación del pit - 3D. Vista en planta

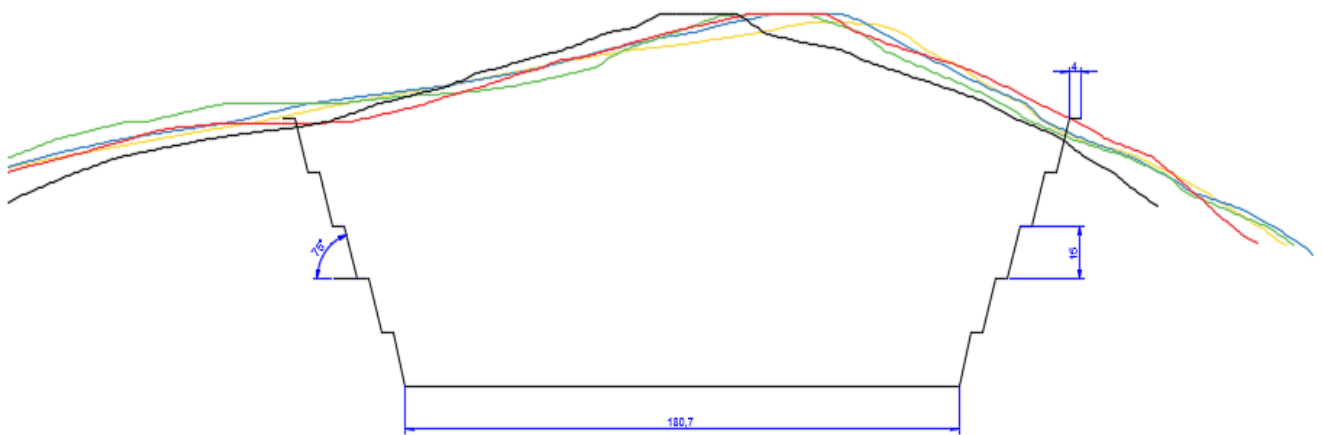


Figura 44: Perfiles de secciones de explotación del pit. Vista de perfil

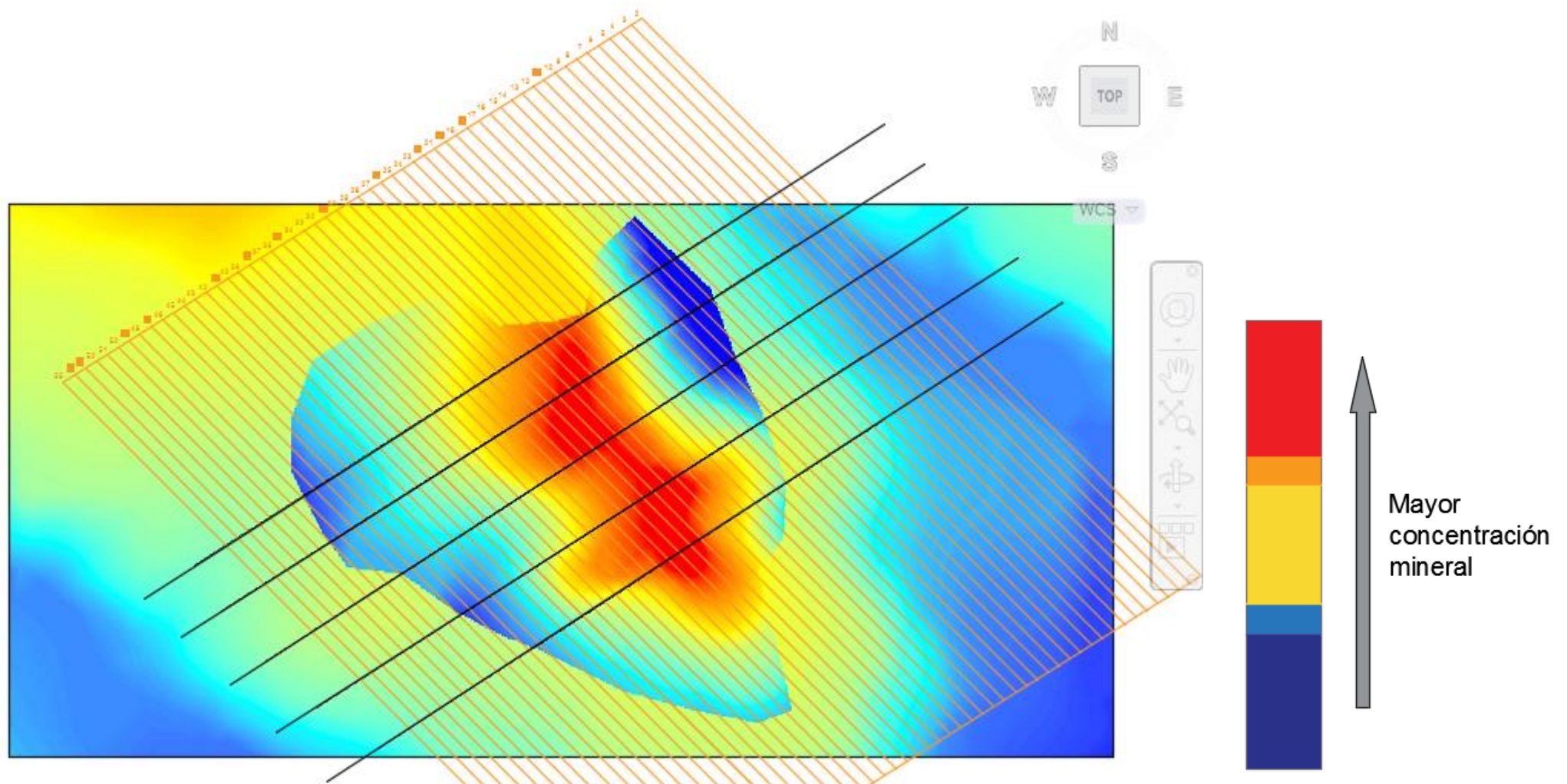


Figura 45: Esquema del área de explotación, paneles de reserva mineral. Perfil 1.

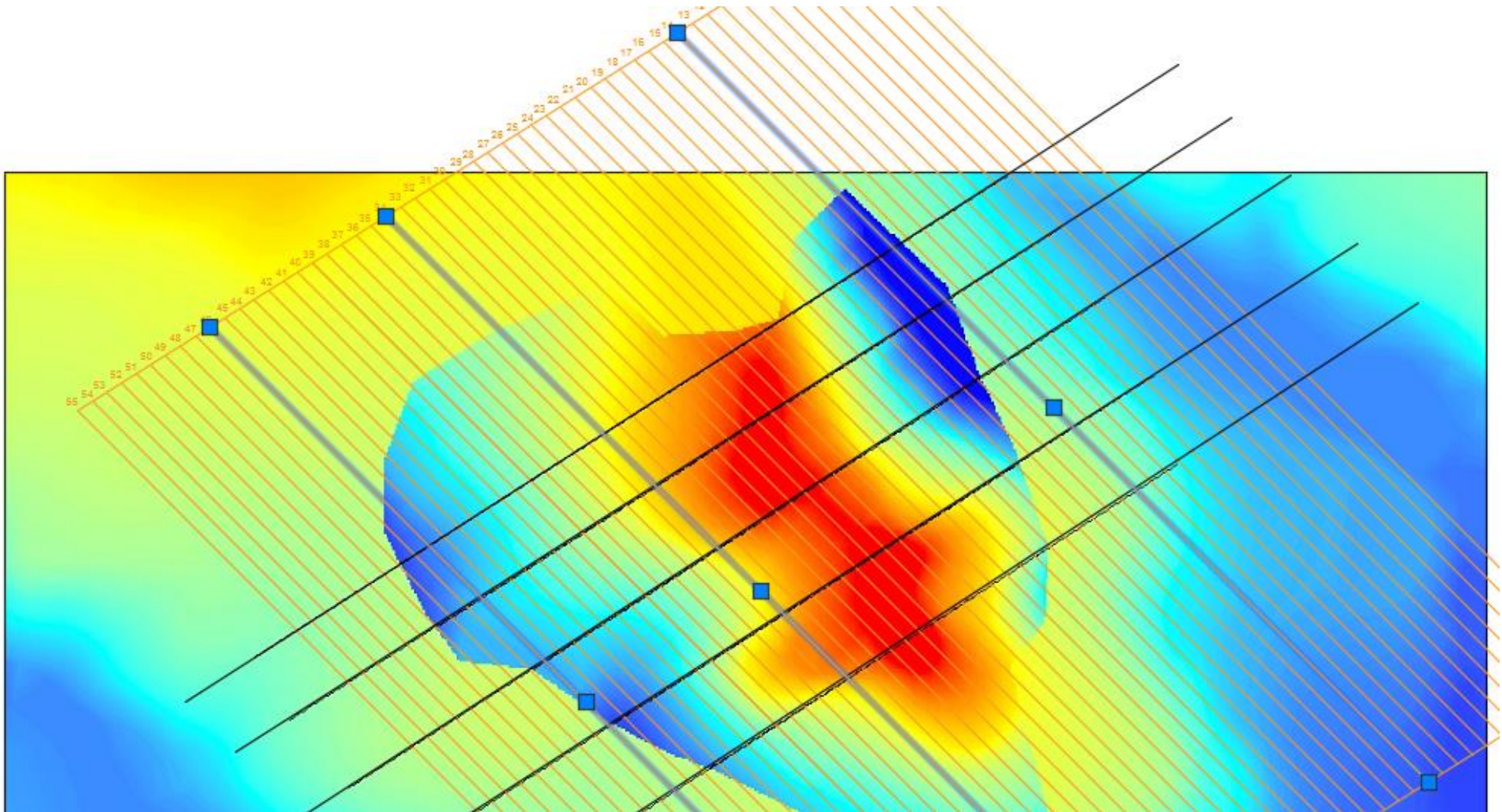


Figura 46: Esquema del área de explotación, paneles de reserva mineral. Perfil 2.

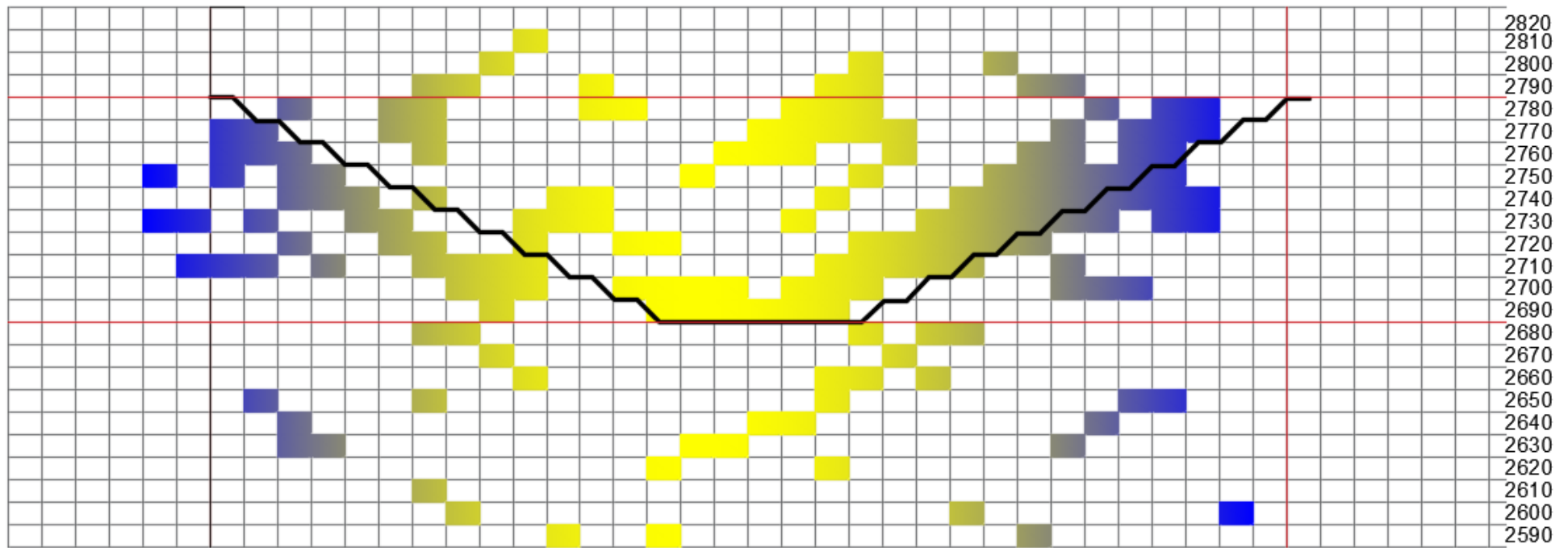


Figura 47: Perfil lateral del yacimiento, bosquejo de geometría del pit inicial.

i. El límite inferior y en planta del yacimiento, indicando la cantidad de materiales que se extraerían de esos límites:

Primera Sección de Explotación:				
Límite Superior:	2770	m	80	m
Límite Inferior:	2690	m		

Razón estéril/mineral:		
R =	2,25	2 : 1

*Todos los valores mostrados a continuación se encuentran en m³:

COTA SUP.:	2770																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	37.969	36.875	36.719	45.156	50.781	57.500	55.625	54.688	63.750	65.938	61.250	60.313	60.313	59.531	64.219	68.281	70.000	69.688
Banco B:						1.875	3.594	4.844	5.781	6.875	6.406	5.781	4.688	4.063	3.750	2.656	2.344	1.563
Banco C:																		
Banco E:	10.938	10.313	10.469	8.281	8.281	8.750	7.344	6.875	2.500									
Estéril:	59.219	46.719	39.375	31.563	29.531	24.844	21.406	19.375	16.719	17.656	19.531	20.000	20.469	20.156	20.156	19.531	17.969	17.031
COTA INF.:	2690																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	15.625	17.188	19.844	20.156	23.281	26.875	38.125	47.188	46.406	45.000	45.625	58.281	65.000	66.250	66.250	58.281	56.875	58.125
Banco B:	58.750	57.500	56.875	60.000	58.125	54.375	40.000	29.844	28.750	42.969	56.563	57.344	57.500	56.094	53.594	55.313	54.219	46.094
Banco C:												4.531	16.250	21.406	25.313	28.438	27.500	27.813
Estéril:	105.625	102.813	101.406	97.969	97.344	98.750	99.375	101.719	103.594	91.406	77.188	58.594	39.375	35.000	34.844	37.969	40.781	46.719
TOTAL																		
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	53.594	54.063	56.563	65.312	74.062	84.375	93.750	101.876	110.156	110.938	106.875	118.594	125.313	125.781	130.469	126.562	126.875	127.813
Banco B:	58.750	57.500	56.875	60.000	58.125	56.250	43.594	34.688	34.531	49.844	62.969	63.125	62.188	60.157	57.344	57.969	56.563	47.657
Banco C:	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4.531	16.250	21.406	25.313	28.438	27.500	27.813
Banco E:	10.938	10.313	10.469	8.281	8.281	8.750	7.344	6.875	2.500									
Estéril:	164.844	149.532	140.781	129.532	126.875	123.594	120.781	121.094	120.313	109.062	96.719	78.594	59.844	55.156	55.000	57.500	58.750	63.750
Bancos:	49.313	48.750	49.563	53.437	56.187	59.750	57.875	57.376	58.875	64.313	67.938	74.500	81.500	82.938	85.250	85.188	84.375	81.313
Estéril:	65.938	59.813	56.312	51.813	50.750	49.438	48.312	48.438	48.125	43.625	38.688	31.438	23.938	22.062	22.000	23.000	23.500	25.500

TOTAL S1:	Bancos:	1.198.441
	Estéril:	732.688

Segunda Sección de Explotación:				
Límite Superior	2780	m	90	m
Límite Inferior	2690	m		

COTA SUP.:	2780																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	35.000	34.219	38.750	45.938	49.844	53.750	56.875	57.813	58.750	58.438	55.938	55.938	55.938	57.656	61.406	63.125	62.344	61.875
Banco B:																		
Banco C:																		
Banco E:	6.875	7.656	7.969	7.344	6.563	3.438	313											
Estéril:	37.500	30.625	25.625	18.281	15.313	13.750	10.469	8.906	7.813	7.031	5.938	5.000	3.594	2.969	2.031	1.406	1.875	3.750
COTA INF.:	2690																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	15.625	17.188	19.844	20.156	23.281	26.875	38.125	47.188	46.406	45.000	45.625	58.281	65.000	66.250	66.250	58.281	56.875	58.125
Banco B:	58.750	57.500	56.875	60.000	58.125	54.375	40.000	29.844	28.750	42.969	56.563	57.344	57.500	56.094	53.594	55.313	54.219	46.094
Banco C:												4.531	16.250	21.406	25.313	28.438	27.500	27.813
Estéril:	105.625	102.813	101.406	97.969	97.344	98.750	99.375	101.719	103.594	91.406	77.188	58.594	39.375	35.000	34.844	37.969	40.781	46.719
TOTAL																		
Bancos:	69.750	69.938	74.063	80.063	82.688	83.063	81.188	80.907	80.344	87.844	94.876	105.656	116.813	120.844	123.938	123.094	120.563	116.344
Estéril:	85.875	80.063	76.219	69.750	67.594	67.500	65.906	66.375	66.844	59.062	49.876	38.156	25.781	22.781	22.125	23.625	25.594	30.281

TOTAL S2:	Bancos:	1.711.974
	Estéril:	943.408

Tercera Sección de Explotación:			
Límite Superior	2790	m	100 m
Límite Inferior	2690	m	

COTA SUP.:	2790															
Paneles:	14	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Banco A:	74.688	38.125	38.594	40.156	41.406	41.563	43.125	42.344	41.406	39.063	39.063	39.219	38.594	34.844	30.781	27.969
Banco B:																
Banco C:																
Banco E:	5.313	2.813	2.188	2.031	156											
Estéril:	64.375	31.250	28.438	27.031	26.563	26.406	24.688	22.656	22.813	23.906	22.813	20.625	20.781	23.281	27.188	30.781
COTA INF.:	2690															
Paneles:	14	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Banco A:	41.250	15.625	17.188	19.844	20.156	23.281	26.875	38.125	47.188	46.406	45.000	45.625	58.281	65.000	66.250	66.250
Banco B:	105.000	58.750	57.500	56.875	60.000	58.125	54.375	40.000	29.844	28.750	42.969	56.563	57.344	57.500	56.094	53.594
Banco C:													4.531	16.250	21.406	25.313
Estéril:	209.375	105.625	102.813	101.406	97.969	97.344	98.750	99.375	101.719	103.594	91.406	77.188	58.594	39.375	35.000	34.844
TOTAL																
Bancos:	158.376	80.719	80.829	83.234	85.203	86.078	87.063	84.328	82.907	79.953	88.922	98.985	111.125	121.516	122.172	121.188
Estéril:	191.625	95.813	91.876	89.906	87.172	86.625	86.407	85.422	87.172	89.250	79.953	68.469	55.563	43.859	43.532	45.938

TOTAL S3:	Bancos:	1.572.598
	Estéril:	1.328.580

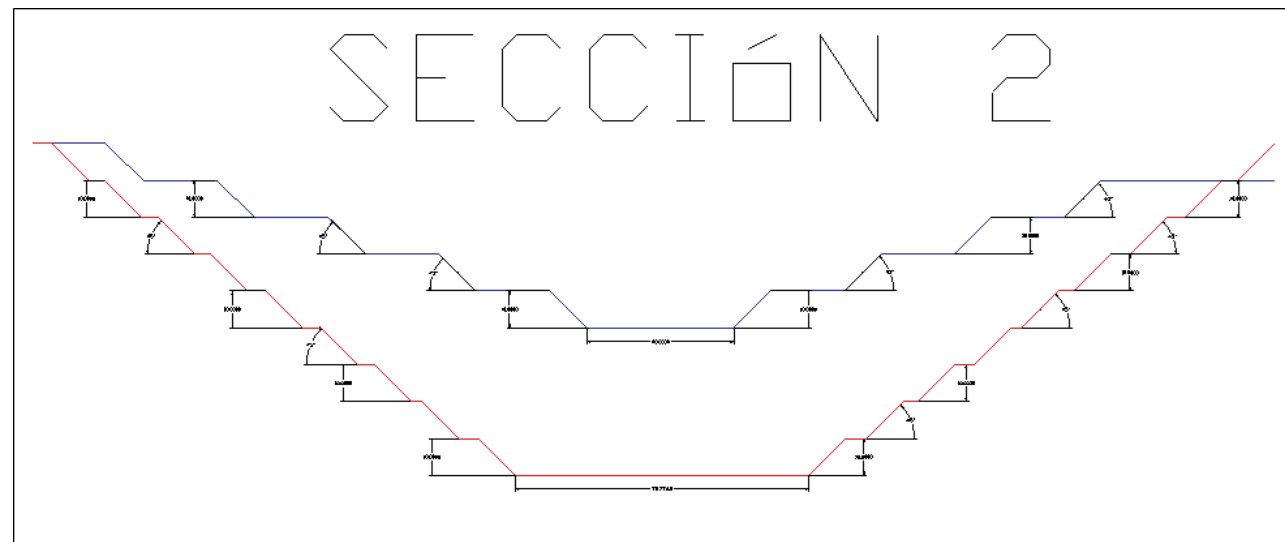
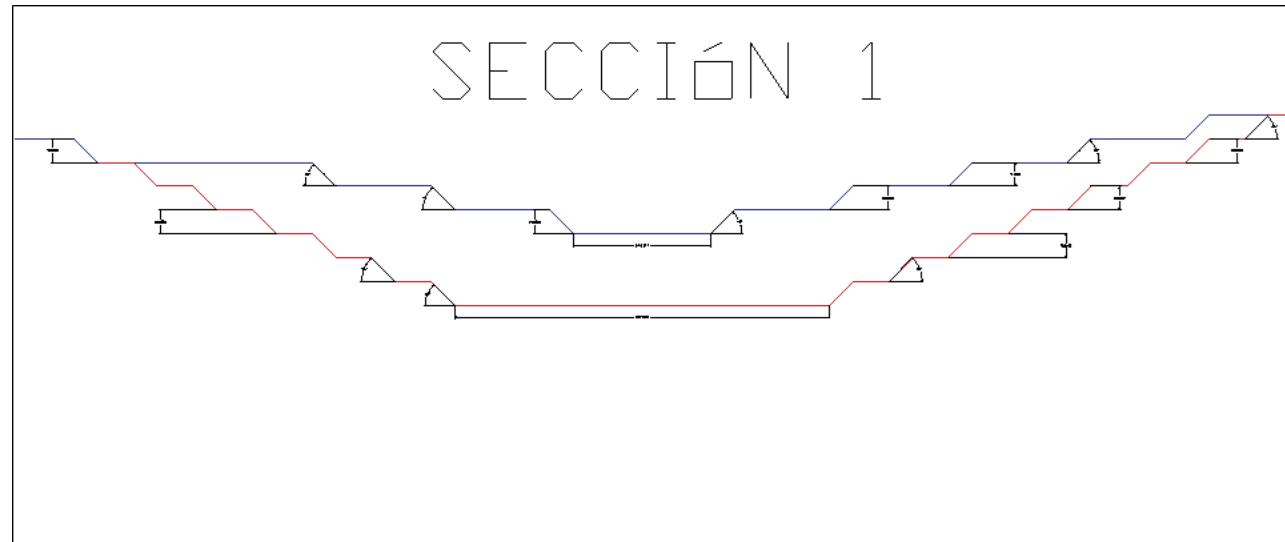
Cuarta Sección de Explotación:				
Límite Superior	2780	m	70	m
Límite Inferior	2710	m		

COTA SUP.:	2780						
Paneles:	28	29	30	31	32	33	34
Banco A:	55.938	57.656	61.406	63.125	62.344	61.875	127.500
Banco B:							
Banco C:							
Banco E:							
Estéril:	3.594	2.969	2.031	1.406	1.875	3.750	14.063
COTA INF.:	2710						
Paneles:	28	29	30	31	32	33	34
Banco A:	66.250	56.563	51.875	48.594	39.844	29.688	41.563
Banco B:	56.563	66.094	68.125	62.813	57.188	56.875	108.906
Banco C:							
Banco E:							
Estéril:	51.875	53.594	59.219	68.438	82.344	92.188	209.531
TOTAL							
Bancos:	73.688	73.594	72.000	66.844	58.219	51.938	90.281
Estéril:	33.563	34.594	36.844	37.875	37.406	37.125	76.500

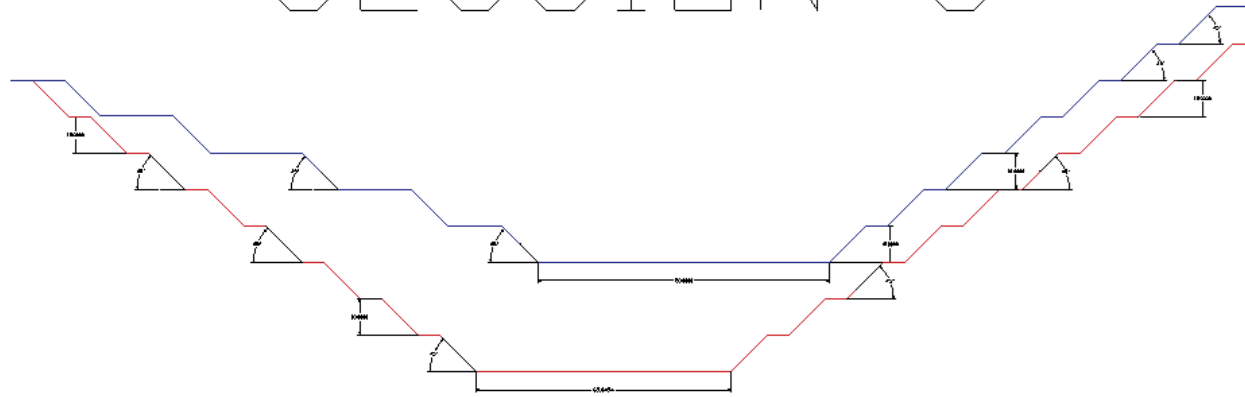
TOTAL S4:	Bancos:	486.565
	Estéril:	293.906

Los límites del pit se han diseñado en función de la distribución de reservas existentes en el yacimiento, de manera tal que la relación estéril/mineral presente valores favorables tanto en criterios de estabilidad de taludes, cuanto económicos para su explotación a mediano plazo.

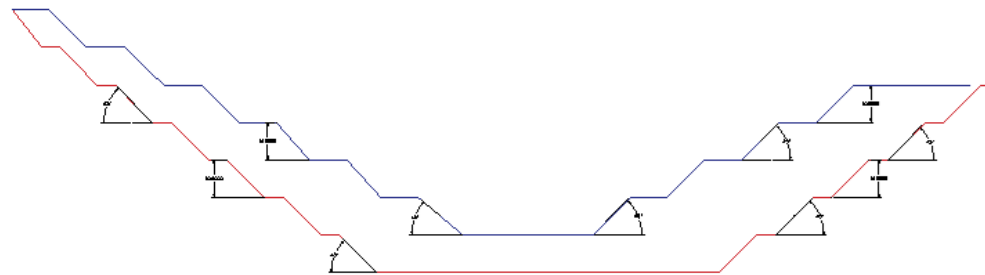
ii. La geometría final dentro de los límites definidos para la planificación a mediano plazo:



SECCIÓN 3



SECCIÓN 4



	Mediano Plazo
	Pit Final

iii. La cantidad de reservas y relación de descapote:

Primera Sección de Explotación:

COTA SUP.:	2770																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	37.969	36.875	36.719	45.156	50.781	57.500	55.625	54.688	63.750	65.938	61.250	60.313	60.313	59.531	64.219	68.281	70.000	69.688
Banco B:						1.875	3.594	4.844	5.781	6.875	6.406	5.781	4.688	4.063	3.750	2.656	2.344	1.563
Banco C:																		
Banco E:	10.938	10.313	10.469	8.281	8.281	8.750	7.344	6.875	2.500									
Estéril:	59.219	46.719	39.375	31.563	29.531	24.844	21.406	19.375	16.719	17.656	19.531	20.000	20.469	20.156	20.156	19.531	17.969	17.031
COTA INF.:	2720																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	10.469	2.656	2.031	4.375	6.406	10.156	11.250	7.813	9.844	16.406	19.531	24.375	32.344	35.156	39.531	45.625	52.969	58.906
Banco B:	64.688	72.500	75.469	78.750	83.906	88.438	91.406	90.000	73.750	60.313	55.625	55.156	45.000	37.188	32.656	29.063	33.594	35.625
Banco C:																		
Estéril:	96.719	93.750	91.250	85.781	80.313	72.031	67.188	72.969	86.563	94.844	93.438	89.219	91.250	96.563	97.969	97.656	88.750	81.875
Bancos:	24.813	24.469	24.938	27.312	29.875	33.344	33.844	32.844	31.125	29.906	28.562	29.125	28.469	27.188	28.031	29.125	31.781	33.156
Estéril:	31.188	28.094	26.125	23.469	21.969	19.375	17.719	18.469	20.656	22.500	22.594	21.844	22.344	23.344	23.625	23.437	21.344	19.781

TOTAL S1':	Bancos:	527.907
	Estéril:	407.876
TOTAL S1 – S1':	Bancos:	670.533
	Estéril:	324.813

Segunda Sección de Explotación:

COTA SUP.:	2780																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:	35.000	34.219	38.750	45.938	49.844	53.750	56.875	57.813	58.750	58.438	55.938	55.938	55.938	57.656	61.406	63.125	62.344	61.875
Banco B:																		
Banco C:																		
Banco E:	6.875	7.656	7.969	7.344	6.563	3.438	313											
Estéril:	37.500	30.625	25.625	18.281	15.313	13.750	10.469	8.906	7.813	7.031	5.938	5.000	3.594	2.969	2.031	1.406	1.875	3.750
COTA INF.:	2730																	
Paneles:	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33
Banco A:								42.969	46.563	44.531	41.406	27.969	22.188	18.594	19.844	26.250	28.125	29.688
Banco B:								70.000	58.125	47.813	42.656	52.188	62.656	67.813	76.563	82.813	78.438	79.219
Banco C:																		
Banco E:									1.406	8.594	15.625	21.875	22.656	25.000	25.313	22.500	22.813	20.625
Estéril:	54.375	48.438	47.656	48.594	47.344	53.125	54.063	52.344	57.813	60.781	60.781	56.406	47.656	40.469	33.281	28.906	32.969	32.969
TOTAL																		
Bancos:	12.563	12.563	14.016	15.985	16.922	17.156	17.156	51.235	49.453	47.813	46.688	47.391	49.031	50.719	54.938	58.406	57.516	57.422
Estéril:	27.563	23.719	21.984	20.063	18.797	20.063	19.360	18.375	19.688	20.344	20.016	18.422	15.375	13.031	10.594	9.094	10.453	11.016

TOTAL S2':	Bancos:	676.972
	Estéril:	317.954
TOTAL S2 – S2':	Bancos:	1.035.002
	Estéril:	625.454

Tercera Sección de Explotación:

COTA SUP.:	2790															
Paneles:	14	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Banco A:	74.688	38.125	38.594	40.156	41.406	41.563	43.125	42.344	41.406	39.063	39.063	39.219	38.594	34.844	30.781	27.969
Banco B:																
Banco C:																
Banco E:	5.313	2.813	2.188	2.031	156											
Estéril:	64.375	31.250	28.438	27.031	26.563	26.406	24.688	22.656	22.813	23.906	22.813	20.625	20.781	23.281	27.188	30.781
COTA INF.:	2720															
Paneles:	14	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
Banco A:	59.688	10.469	2.656	2.031	4.375	6.406	10.156	11.250	7.813	9.844	16.406	19.531	24.375	32.344	35.156	39.531
Banco B:	112.500	64.688	72.500	75.469	78.750	83.906	88.438	91.406	90.000	73.750	60.313	55.625	55.156	45.000	37.188	32.656
Banco C:																
Estéril:	157.031	96.719	93.750	91.250	85.781	80.313	72.031	67.188	72.969	86.563	94.844	93.438	89.219	91.250	96.563	97.969
TOTAL																
Bancos:	100.876	46.438	46.375	47.875	49.875	52.750	56.688	58.000	55.688	49.063	46.313	45.750	47.250	44.875	41.250	40.062
Estéril:	88.562	51.188	48.875	47.312	44.938	42.688	38.688	35.938	38.313	44.188	47.063	45.625	44.000	45.812	49.500	51.500

TOTAL S3’:	Bancos:	829.127
	Estéril:	764.189

TOTAL S3 – S3’:	Bancos:	743.471
	Estéril:	564.391

Cuarta Sección de Explotación:

COTA SUP.:	2780						
Paneles:	28	29	30	31	32	33	34
Banco A:	55.938	57.656	61.406	63.125	62.344	61.875	127.500
Banco B:							
Banco C:							
Banco E:							
Estéril:	3.594	2.969	2.031	1.406	1.875	3.750	14.063
COTA INF.:	2720						
Paneles:	28	29	30	31	32	33	34
Banco A:	32.344	35.156	39.531	45.625	52.969	58.906	111.094
Banco B:	45.000	37.188	32.656	29.063	33.594	35.625	107.969
Banco C:							
Estéril:	91.250	96.563	97.969	97.656	88.750	81.875	140.469
TOTAL							
Bancos:	38.672	36.172	36.094	37.344	43.282	47.266	109.532
Estéril:	47.422	49.766	50.000	49.531	45.313	42.813	77.266

TOTAL S4':	Bancos:	348.360
	Estéril:	362.110

TOTAL S4 – S4':	Bancos:	138.205
	Estéril:	68.204

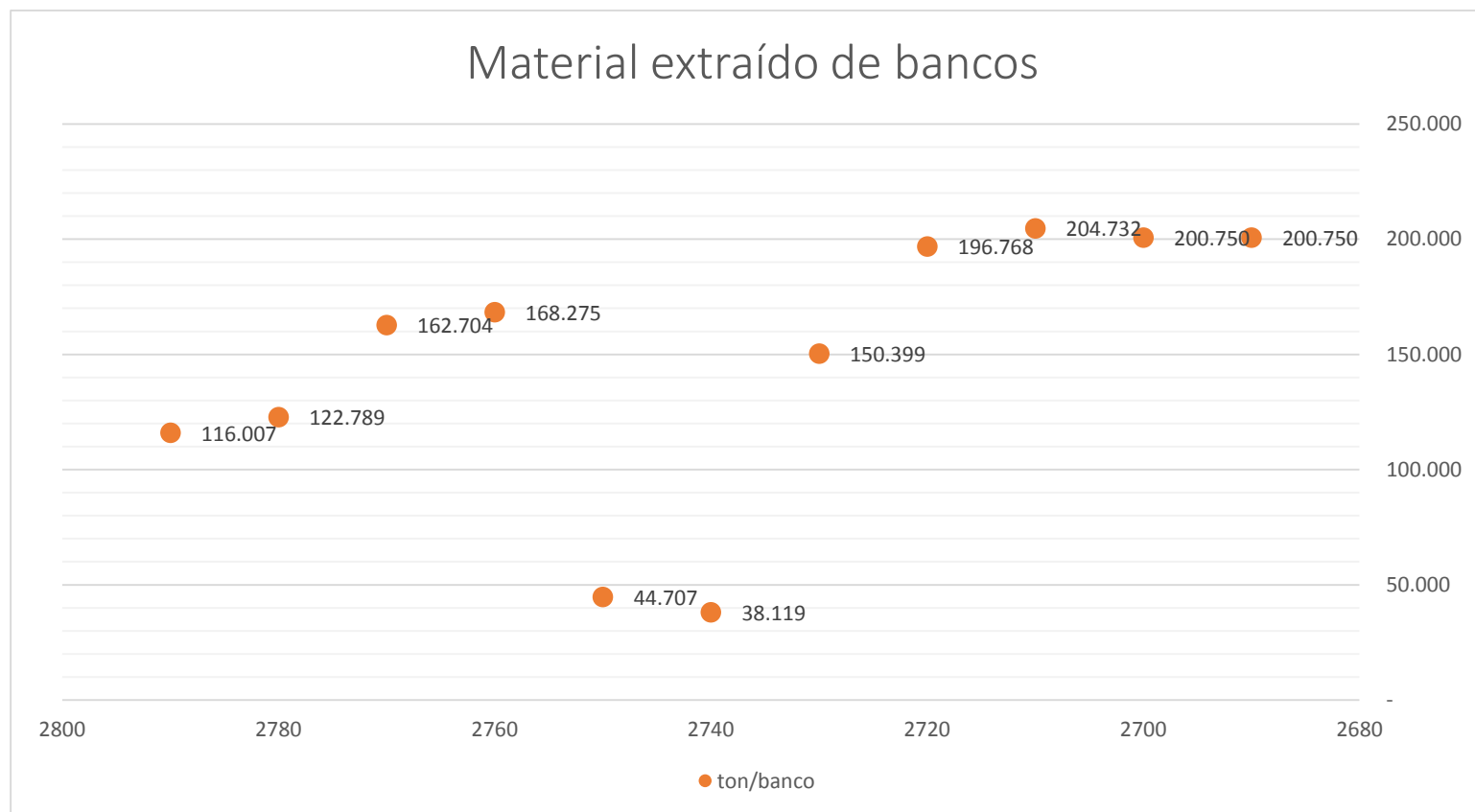
Reservas totales:	2.587.211	m3	6.209.306	ton
--------------------------	------------------	-----------	------------------	------------

Relación de descapote:	0,61
-------------------------------	-------------

iv. La secuencia minera para los primeros 4 años:

año 1	401.500
año 2	401.500
año 3	401.500
año 4	401.500





v. El dimensionamiento mínimo de equipos para la secuencia mostrada

A continuación se presentan las características generales de equipos utilizados en minería no metálica a gran escala, mismos que servirán de apoyo o referencia para la propuesta de dimensionamiento⁵:

➤ Capacidades y rendimientos promedio de equipos:

EQUIPO	CARACTERÍSTICA	CAPACIDAD	RENDIMIENTO (en galones de diésel)	DESGASTE
Perforadora	D 65	22,5 m de profundidad / hora	8 gal/hora	Brocas de perforación ≈ c/500 horas
	D 35	18,0 m de profundidad / hora	5 gal/hora	Brocas de perforación ≈ c/500 horas
Tractor	D10	s/datos	29 gal/hora	s/datos
Cargadora	988	20 ton/cucharón	13 a 15 gal/hora	Uñas del cucharón s/datos
Pala	990	10 ton/cucharón	22 gal/hora	Uñas del cucharón s/datos
Dumper	775 G	60 ton	9 gal/hora	Llantas ≈ c/500 horas
Camión para explosivos	s/datos	15000 litros	5 gal/hora	s/datos

Tabla 10: Características de equipos de cantera.

Fuente: (Práctica pre profesional Holcim S.A.)

➤ Tiempos en desalojo de material por jornada:

Nº de viajes	Hora inicial en frente de explotación (hora/día)	Hora de salida del frente de explotación ⁶ (hora/día)	Hora de llegada a la escombrera / trituradora (hora/día)	Tiempo de descarga de material (s)	Toneladas x viaje (ton)
1	0941	0943	0947	26	63
2	0951	0953	0958	28	64
3	1002	1005	1009	26	63
4	1013	1005	1019	27	59
5	1024	1026	1030	26	63
6	1033	1036	1040	27	66
7	1043	1045	1050	26	64
8	1053	1056	1059	28	60

⁵ Para el dimensionamiento y cálculo de los requerimientos mínimos de equipos, se han considerado datos de referencia tomados de la práctica pre profesional hecha en la empresa Holcim S.A. Planta Guayaquil durante el mes de septiembre de 2015.

⁶ La diferencia entre la hora de salida del frente de explotación y la hora inicial en el mismo, es equivalente al tiempo de carguío del camión dumper 775G.

Tiempo retro (s)	20	18	18	21	19	15	22	19	
Tiempo descarga (s)	28	26	26	47	29	32	34	27	
Hora salida (hora/día)	1144	1145	1113	1106	1133	1136	1115	1132	
Hora llegada (hora/día)	1201	1202	1121	1115	1151	1153	1126	1147	
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)	30	16	19	18	20	16	18	19	
Tiempo descarga (s)	26	26	29	170	28	26	27	28	
Hora salida (hora/día)	1205	1212	1134	1124	1156	1202	1135	1154	
Hora llegada (hora/día)			1142	1133	1215	1218	1146	1214	
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)			16	16	29	19	18	16	
Tiempo descarga (s)			25	28	31	27	28	28	
Hora salida (hora/día)			1147	1143	1220	1223	1153	1219	
Hora llegada (hora/día)			1155	1152			1203		
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)			18	16			17		
Tiempo descarga (s)			25	59			30		
Hora salida (hora/día)			1204	1157			1213		
MEDIO DÍA									
Hora llegada (hora/día)	1425	1429	1353	1401	1433	1427	1356	1348	
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)	16	18	20	16	19	19	16	18	
Tiempo descarga (s)	28	27	29	27	28	26	27	29	
Hora salida (hora/día)	1426	1437	1355	1402	1438	1428	1357	1353	
Hora llegada (hora/día)	1443	1457		1413	1500	1446	1406	1359	

Hora llegada (hora/día)				1530			1516	1503	1544
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)				42			32	19	18
Tiempo descarga (s)				196			28	30	26
Hora salida (hora/día)				1539			1525	1513	1556
Hora llegada (hora/día)				1548			1536	1529	1606
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)				18			18	22	19
Tiempo descarga (s)				27			30	24	26
Hora salida (hora/día)				1557			1548	1535	1617
Hora llegada (hora/día)				1611			1557	1553	1629
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)				17			19	20	22
Tiempo descarga (s)				29			29	29	28
Hora salida (hora/día)				1618			1611	1609	1639
Hora llegada (hora/día)							1622	1615	
*Tiempo espera (s)									
Tiempo retro (s)							25	20	
Tiempo descarga (s)							26	29	
Hora salida (hora/día)							1632	1627	

Tabla 12: Toma de tiempos de camiones en botadero de material previo a la trituración primaria: llegada (1), retro (3), descarga (4), salida (5) y *tiempos muertos (2)

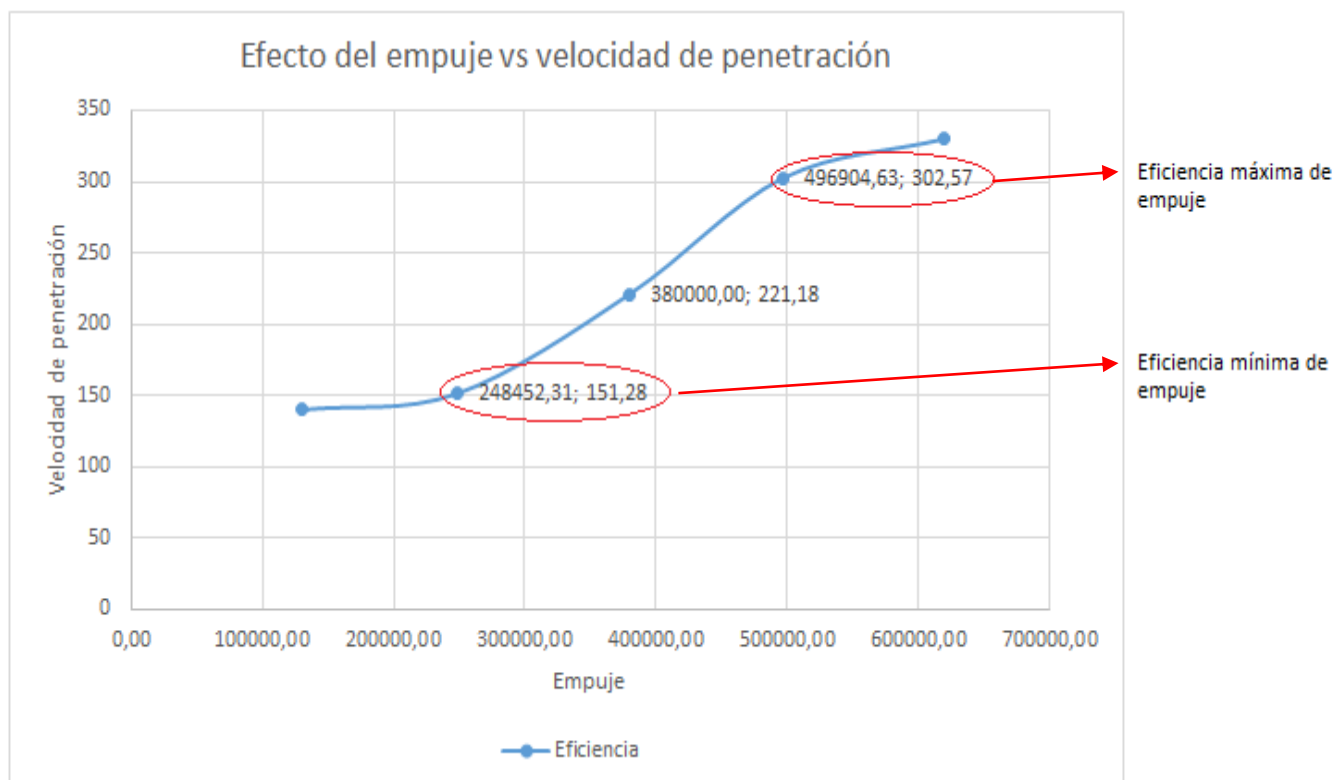
Fuente: (Práctica pre profesional Holcim S.A.)

*El tiempo de espera es equivalente a los tiempos muertos, y se calcularía con la siguiente relación: $(2) = ((3) + (4)) - (((5) - (1)) * 60)$ en segundos.

PERFORACIÓN					
CÁLCULOS PARA BARRENOS Y DISEÑO DE PERFORACIÓN					
DATOS					
RC	1701	Kg/cm ²	<i>e</i>	2,718	
D	5,125	pulg.	<i>N_r</i>	120	rpm
ρ	2,40	g/cm ³	<i>T_r</i>	15	lb/ft
θ	25	%	1 g/cm ³	62,43	lb/ft ³
K	0,0001		1 Kg/cm ²	14,22	lb/pulg ²
P	1,20	m	1 pie/h	0,000085	m/s

10 a 20 lb-ft x lb de empuje

Empuje límite:	$E_L = 810 \times D^2$	21275,16	libras
Empuje mínimo:	$E_m = 28.5 \times RC \times D$	248452,31	libras
Empuje máximo:	$E_M = 2 \times E_m$	496904,63	libras
Velocidad de rotación:	Blanda	75 - 160	rpm
	Media	60 - 180	rpm
	Dura	35 - 70	rpm
Resistencia específica de la roca:	$Co = -0.88e^{2.85\rho}$	36,51	MPa
	$Co = 259e^{-0.91\theta}$	2,61E+03	MPa
Potencia de rotación:	$HP_r = \frac{Nr \times Tr}{5.250}$	342,86	HP
	$HP_r = K \times N_r \times D^{2.5} \times E^{1.5}$	2214241,87	HP
Velocidad de penetración:	$VP = \frac{63,9 * E * N_r}{RC^2 * D^{0,9}}$	302,57	pies/hora
Tasa de penetración	$p = \frac{VP}{N_r}$	2,52	m



ÍNDICES DE OPERATIVIDAD					
Horas Hábiles	HH	7,5	horas/turno	27000	s
Horas Operativas	HOP	7,5	horas/turno	27000	s
Horas Inhábiles	HIN	0,125	horas/turno	450	s
Horas Perdidas	HPE	0,125	horas/turno	450	s
Horas de Mantenimiento	HMT	1	horas/turno	3600	s
Horas Efectivas	HEF	4,5	horas/turno	16200	s
Horas de Reserva	HRE	3,25	horas/turno	11700	s
Unidades de Producción total		10,7	und		
Número de frentes op.		2			
Tonelaje por día	TpD	1100	ton/día		

FACTORES DE OPERATIVIDAD				
Factor Operacional	$FO = \frac{HEF * 100}{HOP}$	60,00	%	0,60
Factor de Utilización	$FUT = \frac{HOP * 100}{HOP + HRE}$	69,77	%	0,70
Disponibilidad Física	$DF = \frac{(HOP + HRE) * 100}{HH}$	71,67	%	0,72
Factor de Aprovechamiento	$FA = \frac{HOP * 100}{HH}$	100,00	%	1,00
Factor de Mantenimiento	$FM = \frac{HOP}{HMT} = \frac{HEF + HPE}{HMT}$	7,50	%	0,08
Rendimiento Operacional	$RO = \frac{Und. Promedio Prod.}{Und. Tiempo de Op.}$	0,9	$0 < R < 1$	
Rendimiento Efectivo	$RE = \frac{Und. Promedio Prod.}{Und. Tiempo Efect de Op.}$	0,7	$0 < R < 1$	

DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA DE PERFORACIÓN			
Burden	B	5,90	m
Espaciamiento	E	7,66	m
Altura de banco	H	10	m
Densidad de la roca	ρ	2,40	g/cm³
Pasadura/Sobreperforación	P	1,20	m

Tonelaje por tiro		
$T_t = B * E * H * \rho$	1084,38	ton

Tonelaje por metro barrenado		
$Tmb = \frac{T_t}{(H + P)}$	96,82	ton/m

Metros barrenados requeridos por día		
$MbD = \frac{TpD}{Tmb}$	22,4	m

Rendimiento de equipo de perforación	
Rendimiento por turno	
$MbT = VPr * HTp$	2269,25
Rendimiento por día	
$MbD = MbT * TDp$	4538,51

Número de equipos necesarios		
$N^{\circ} Equipos = \frac{MbT}{(MbD * DPp)}$	2	und

DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA DE CARGUÍO			
Capacidad de cucharón	CD	3,8	m ³
Delta de llenado	DLL	0,7	
Tiempo de carguío	Tc	40	s
Tiempo de descarga	TD	28	s
Tiempo de viaje cargado	Tvc	240	s
Tiempo de viaje vacío	Tw	180	s
Volumen de cucharón	Vc	3,5	m ³
Densidad material esponjado	De	1,54	ton/m ³
% esponjamiento	% e	0,7	

Capacidad teórica del cucharón		
$CD \text{ teórico} = CD * DLL$	2,66	ton

Tonelaje por palada/cucharada		
$TP = \frac{V_{balde} * DLL * \rho}{(1 + \% e_{roca})}$	3,46	ton/palada

Ritmo de producción				
$RdP = Tc + Tvc + TD + Tw$	488	s	8,13	min

Velocidad de maniobra de la pala		
$VM = \frac{3600 * Kg}{Tc}$	526,68	balde/h

Carga horaria para una pala		
$QH = VM * Vc$	1843,38	m ³ /h

Rendimiento del equipo de carguío			
Rendimiento horario			
$RH = QH * De$	47,31	ton/h	
Rendimiento por turno			
$RT = RH * Nh * fr * fd$	332,67	ton/turno	

Número de equipos de carguío		
$N = \frac{TpD}{RT}$	3	und

DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA DE TRANSPORTE						
Capacidad real del camión		Cm	26	m³		
Capacidad teórica del camión		Cm'	29	m³		
Delta de llenado	DLL	0,90 - 0,75	0,90	gran. Buena		
		0,75 - 0,60	0,75	gran. Regular		
Tiempo de carguío		Tc	40	s		
Tiempo de viaje cargado		Tvc	360	s		
Tiempo de descarga		TD	38	s		
Tiempo de viaje vacío		Tvv	180	s		
Tiempo neto de descarga		TD'	28	s		
Tiempo de aculatamiento		Taculatmto	10	s		
Número de paladas		Npaladas	5			
Distancia frente - botadero			2000	m		
Velocidad media		vacío	40	Km/h	11,11	m/s
		cargado	20	Km/h	5,56	m/s

Productividad de los camiones		
$P = \frac{3600 - Cm}{Tciclo}$	349,47	ton/h

Tiempo de ciclo de los camiones				
$Tciclo = Tc + Tvc + TD + Tvv$	618	s	10,30	min

Tiempos de viaje				
$Tiempo = \frac{Distancia}{Velocidad}$	180	s	360	s

Tiempo de descarga		
$TD = TD' + Taculatamiento$	38	s

Rendimiento del equipo de transporte		
$R = \frac{Npaladas * CP * DLL * DF * FUT * FO * 24}{Tciclo}$	191,75	ton/día

Número de camiones		
$N = \frac{TpD}{R}$	6	und

vi. La utilidad total de la explotación y su rentabilidad

TOTAL Sr:	Bancos:	4.969.577	m3	11.926.985	ton
	Estéril:	3.298.583	m3	7.916.600	ton

Costos por extracción de mineral:	\$ 29.817.462,00
Costos por extracción de estéril:	\$ 15.833.200,32

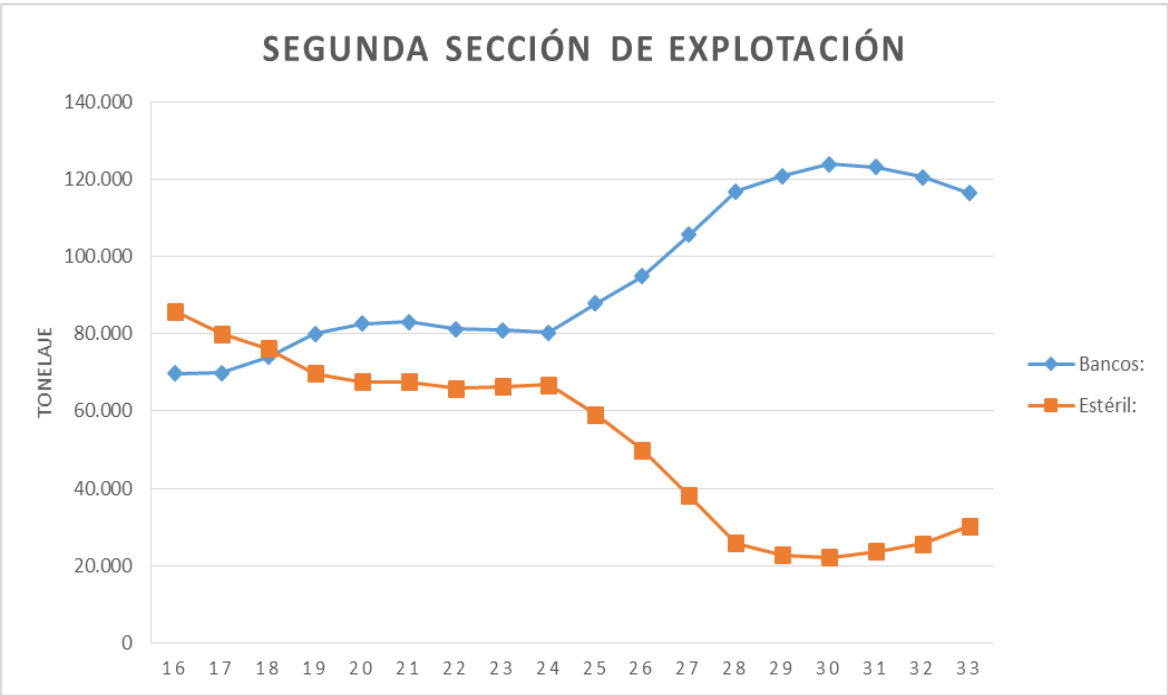
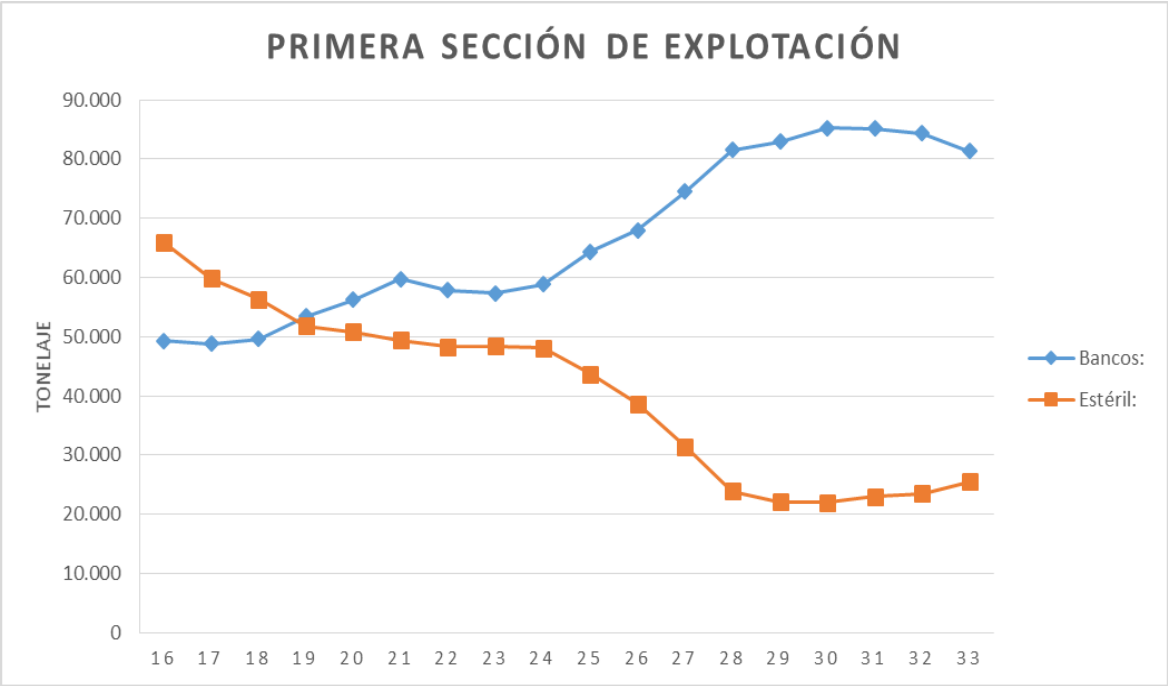
Ingresos por ventas de mineral:	\$ 83.488.893,60
---------------------------------	---------------------

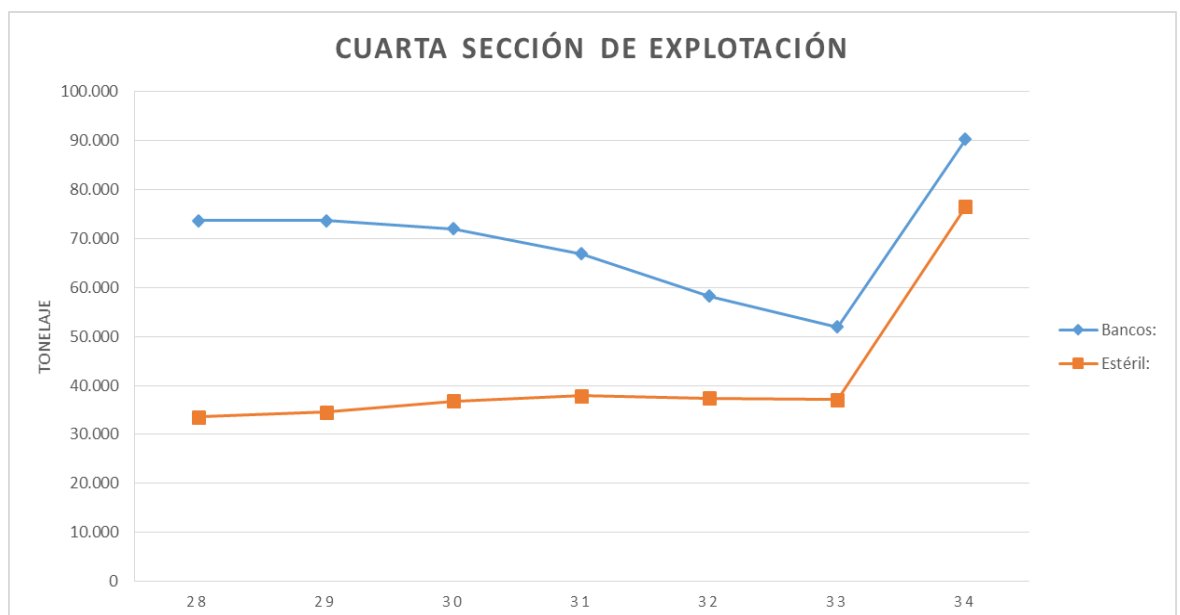
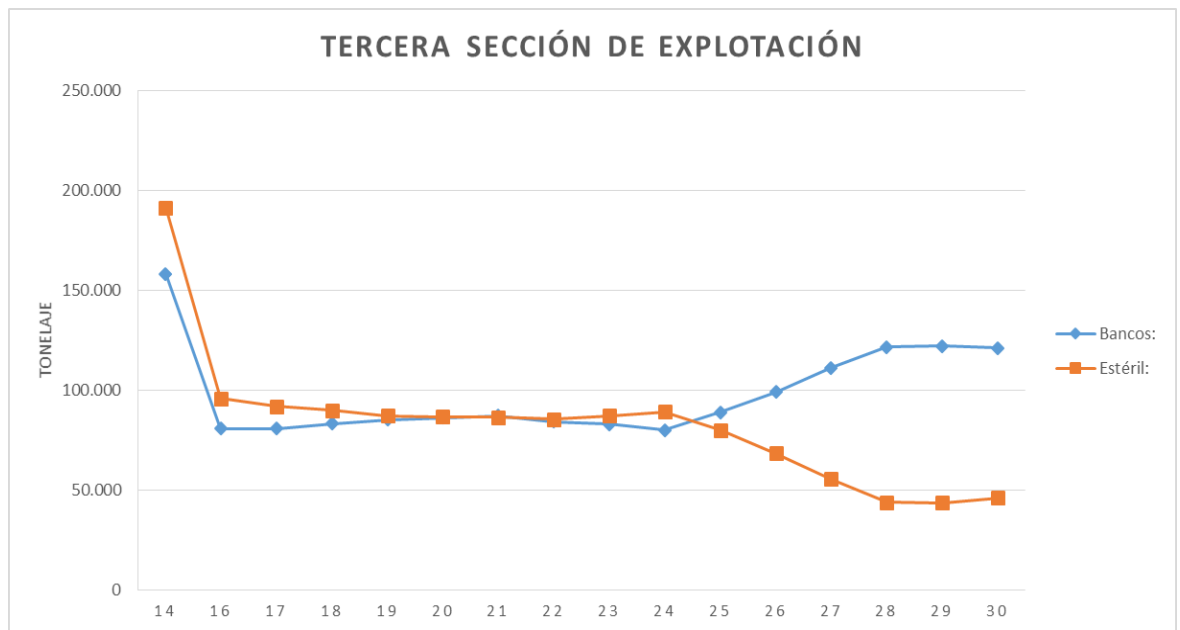
Utilidad total de la explotación:	\$ 37.838.231,28
-----------------------------------	---------------------

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS DE RESULTADOS

6.1 Secciones de explotación





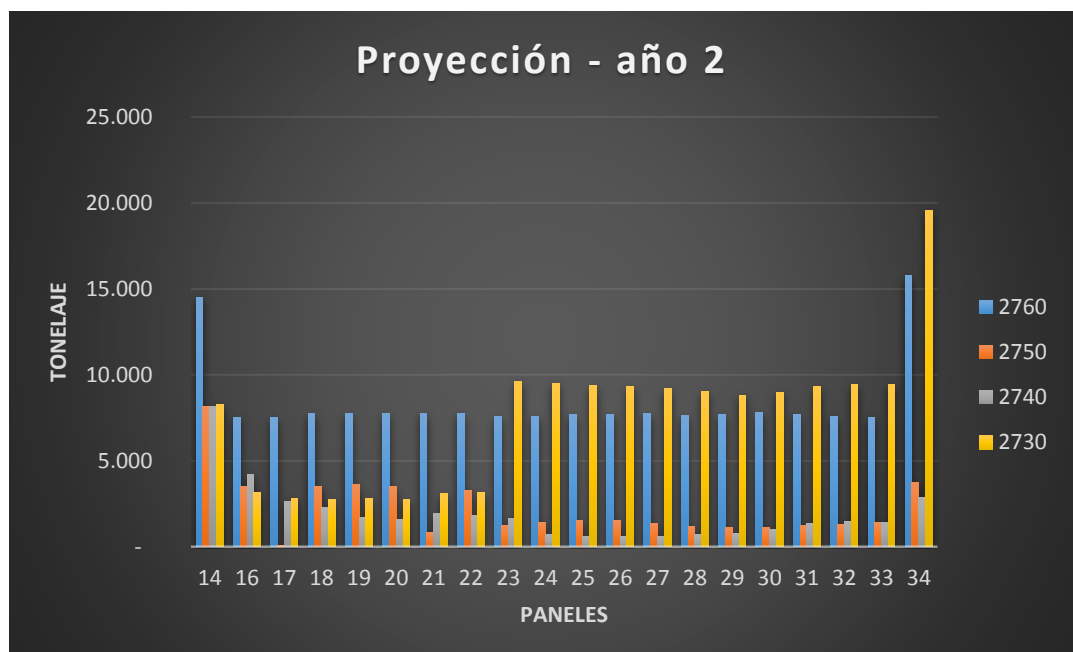
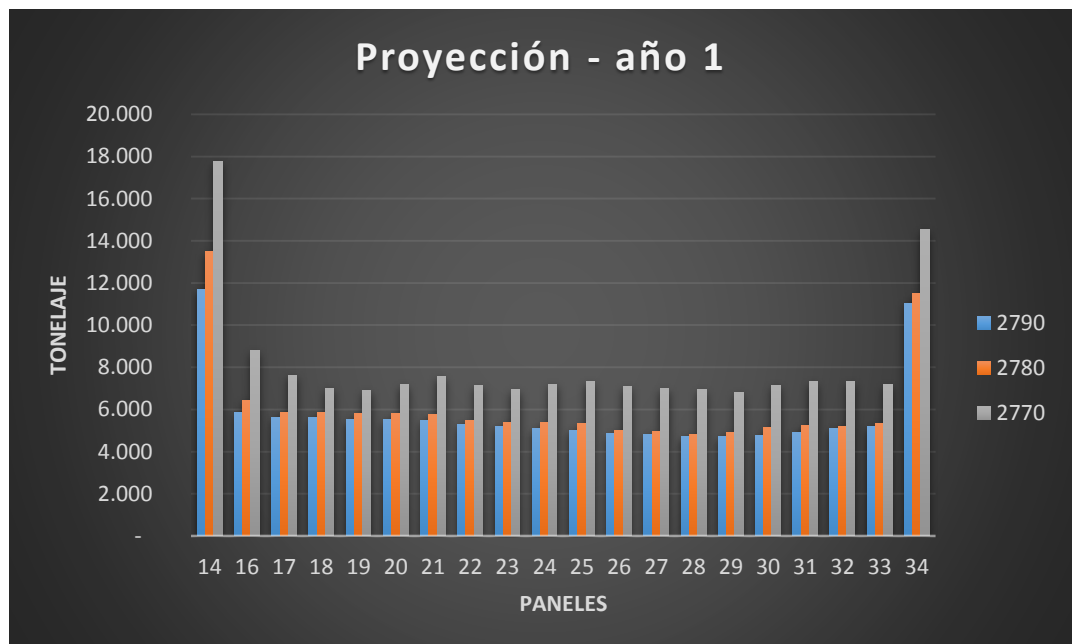
Los gráficos mostrados indican los avances de explotación, en los que a medida que se profundiza el pit, los volúmenes de extracción del mineral aventajan a los del estéril, favoreciendo la rentabilidad futura del yacimiento.

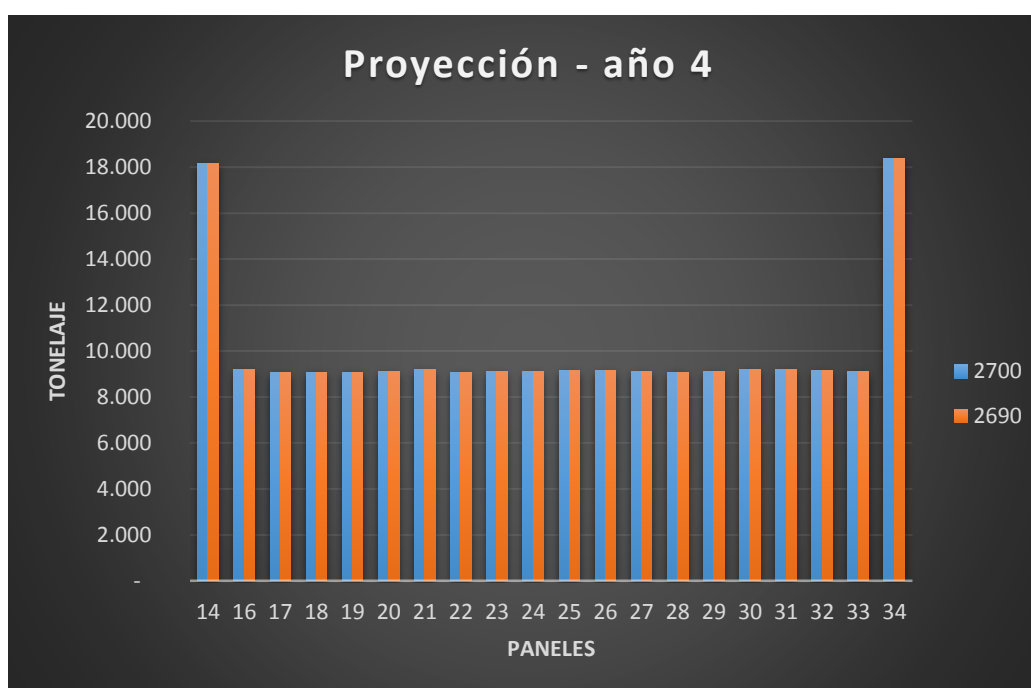
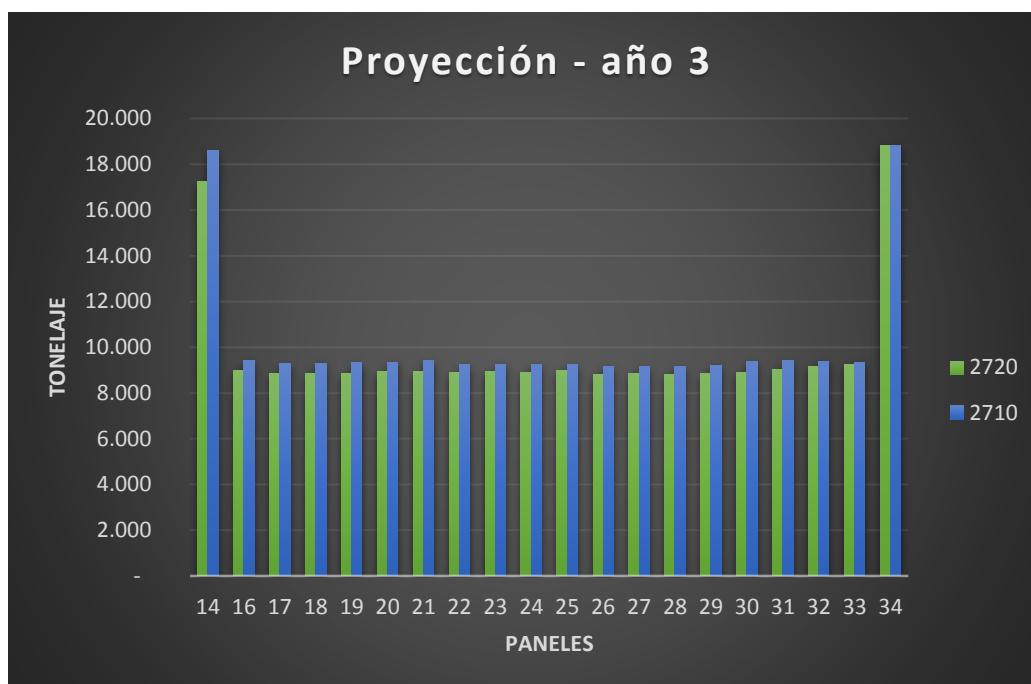
De manera adicional, la razón estéril – mineral se encuentra dentro de los parámetros razonables con una relación 2:1

6.2 Relación de descapote

La relación calculada para el ejemplo planteado es de 0.61, esto significa que se requerirán extraer 0.61 m³ de estéril por cada 1 m³ de mineral para que el yacimiento, en las condiciones planteadas, resulte rentable.

6.3 Secuencia minera a 4 años





En la secuencia minera proyectada para el período de 4 años, con una tasa de producción anual de 401.500,00 toneladas⁷ se observan valores de producción de mineral constantes; si se analiza una extrapolación de valores para el cálculo de tolenadas extraídas, ingresos y costos, se puede observar:

⁷ Calculando una tasa de 1100 toneladas día, para una explotación minera de mediana escala. Ley Orgánica Reformatoria a la Ley de Minería, a la Ley Reformatoria para la Equidad Tributaria en el Ecuador y a la Ley Orgánica de Régimen Tributario, Artículo 23, literal "b", Quito, Ecuador, 13 de junio de 2013.

Estéril	Mineral	
982.554,76	623.445,24	toneladas

Ventas:	\$ 4.364.116,68
Costos:	\$ 3.523.722,62

Utilidad:	\$ 840.394,06
------------------	----------------------

Este último valor considera únicamente la utilidad generada por la explotación mineral durante el período dado, mas no se consideran los costos operativos, en inversiones, administrativos, impuestos y demás.

Con los resultados obtenidos, se calcula que a partir del quinto año la explotación genere un beneficio nulo para el proyecto, **si se discurren los costos anteriormente mencionados.**

Si se consideran el total de reservas y una tasa de producción constante - con el mismo ratio-, se pueden realizar proyecciones para programas de explotación a largo plazo.

6.4 Dimensionamiento de equipos

El número y capacidades de los equipos de perforación, carguío y transporte están acoplados a los requerimientos de producción planificados durante el período indicado, en caso de requerir o proyectar niveles mayores de extracción y/o número de frentes operativos, será necesario incluir las variables y especificaciones tanto mecánicas cuanto operacionales, como: distancias, tiempos, deltas de llenado, etc., que permitan modelar futuros dimensionamientos en relación a las capacidades de producción requeridas.

Para la realización de la propuesta de maquinaria/equipos, será necesario siempre analizar las características y especificaciones técnicas del proveedor.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- La aplicación del modelo de planificación trazado a lo largo del presente estudio, permite la visualización de alternativas de explotación minera a cielo abierto para yacimientos no metálicos a través de la interacción de las principales variables a nivel de cantera, pudiendo medir los diversos escenarios productivos y de rentabilidad que se produzcan en función del tonelaje extraído así como de la variabilidad de costos implicados.
- Es posible adaptar el modelo a procesos de optimización tanto de uso de maquinarias (para lo cual se deberá poner a consideración la evaluación de los índices y factores operacionales), cuanto de diseño geométrico de cantera y proyección de los años iniciales de explotación, lo que favorece el análisis de planeamiento de acuerdo a la disponibilidad de equipos y demandas del mercado.
- Los análisis realizados en cuanto a las reservas obtenidas, secuencias de explotación, geometrías límite de diseño del pit y dimensionamiento de maquinarias, arrojan resultados que permiten plantear un esquema financiero en el que se incluyan los demás costos y gastos para resto de procesos productivos –en caso de que el ciclo de actividad así lo requiera– y demás necesidades administrativas o del giro de negocio minero.
- Para los casos en los que se tenga una distribución muy irregular de las reservas minerales en el yacimiento, los paneles pueden ser evaluados de manera que se delimiten aquellos que representen un beneficio nulo, y a partir de los cuales se podría realizar corridas o secuencias de explotación a un determinado período de tiempo.
- Las variables analizadas a lo largo del estudio, operativas, geométricas y económicas, se relacionan directamente con la capacidad productiva y rentabilidad final de un proyecto minero, siendo esta relación directa y proporcional tanto a los volúmenes planificados, como al método minero global.

- Para modelación y programas de extracción a mediano y largo plazo, se deberán considerar: el volumen de reservas explotables, los índices y factores operacionales, el secuenciamiento temporal de las cantidades de estéril y mineral a remover, así como la proyección de demanda que presente el mercado.

Recomendaciones

- Realizar la modelización de planificación bajo el escenario de requerimientos mínimos y costos máximos de producción, acorde a un análisis de ingresos y costos, y a un secuenciamiento de aprovechamiento planteado previamente.
- Realizar las estimaciones de factores operativos tanto en base a los catálogos de fabricación de equipos, cuanto a pruebas in situ hechas de manera periódica (2 veces/año).
- Proyectar los dimensionamientos de maquinarias/equipos estrictamente a los requeridos, optando por la variación del número inmediato inferior, hasta que se alcance el punto de equilibrio en cuanto a los volúmenes de demanda y rentabilidad de un proyecto.
- Se recomienda la continuación del estudio de modelización ampliado tanto a los procesos de aprovechamiento en cantera cuanto a niveles de planta de procesamiento mineral, midiendo la variabilidad de factores implicados así como la rentabilidad presente y futura.

BIBLIOGRAFÍA

- Alonso, B., Gómez, C., & Herbert, H. (2013). Perforación y Voladura de Rocas. Madrid.
- Alvear, G., López, M., Pindo, M., & Proaño, C. (2011). Diseño y Análisis Económico de la Explotación a Cielo Abierto de un Yacimiento de Caliza. Obtenido de Escuela Superior Politécnica del Litoral:
<https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/17132/1/Art%C3%ADculo%20final%20de%20tesis%20Alvear-Lop%C3%A9z%20pdf%5B1%5D.pdf>
- ARCOM. (2014). Estadística Minera 2014. Obtenido de ARCOM, Producción Minera Reportada: <http://www.controlminero.gob.ec/>
- Bertolio, S. (2012). Manual del Minero y del Buscador de Minas. Valladolid: MAXTOR.
- Cisneros, J. (2003). Diseño de Explotación a Cielo Abierto. Obtenido de Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador: <http://www.aimecuador.org>
- Copco, A. (1975). Manual de Banqueo Cielo Abierto. SANDVIK Atlas Copco, 2-12.
- Delgado, J. (2008). Apuntes del Curso de Planificación de Minas. Antofagasta: Universidad de Antofagasta.
- EXSA. (2009). Manual Práctico de Voladura. Obtenido de desde: <http://exsa.net/wp-content/publicacion/manual-de-voladura.pdf>
- García, O. (1999). Manual de Evaluación de Yacimientos Minerales. Madrid.
- Gómez, M. (2014). Modelo de Optimización en Planificación Minera a Cielo Abierto. Obtenido de Instituto de Ingenieros en Minas del Perú:
<http://www.convencionminera.com/perumin31/images/perumin/mencion-honrosa/tt-310.pdf>
- Guevara, F., & Wiesner, I. (2005). Mejoramiento de la Productividad de la Compañía Mamut Andino S.A., en el Área de Explotación de Caliza. Obtenido de Escuela Superior Politécnica del Litoral:
<https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/2452/1/4863.pdf>
- Guido, S., & Segovia, J. (1991). Notas del Curso de Arte Minero. Cuenca: Programa de Cooperación Ítalo - Ecuatoriano.
- Herrera, J. (2006). Métodos de Minería a Cielo Abierto. Obtenido de Universidad Politécnica de Madrid:
http://oa.upm.es/10675/1/20111122_METODOS_MINERIA_A_CIELO_ABIERTO.pdf
- Herrera, J. (2007). Diseño de Explotaciones de Cantera. Obtenido de Universidad Politécnica de Madrid: http://oa.upm.es/21839/1/071120_L3_CANTERAS-ARIDOS.pdf
- Hidalgo, T., López, I., & Troncoso, A. (2012). Minería a Cielo Abierto: Métodos de Tronadura. Obtenido de Departamento de Ingeniería Civil de Minas. Universidad de Chile: <https://www.u->

cursos.cl/usuario/0aa8cf970f34da4081605da3f277ecbf/mi_blog/r/Mineria_MI3130.pdf

- Jimeno, L. (1994). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: ETIMSA, Segunda Edición.
- Jimeno, L. (2000). Manual de Aplicaciones Informáticas en Minería. Madrid: MÓSTOLES.
- Jimeno, L., & Bermúdez, G. (2003). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: ETIMSA.
- Jimeno, L., & Revuelta, B. (1997). Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras. Madrid: ETIMSA.
- Llera, P., Jimeno, L., & Urbina, O. (1987). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: ETIMSA.
- Ortiz, O., Canchari, G., Iglesias, S., & Gonzalez, M. (2007). Simulación Determinística y Estocástica para Dimensionar y Seleccionar Equipo y Elegir Alternativas de Minado en la Explotación Minera Superficial. Obtenido de http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/vol10_n19/a03.pdf
- Oswaldo, R. (1985). Desarrollo Nacional de la Minería Ecuatoriana. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral.
- Sepúlveda, G., Branch, J., & Jaramillo, P. (2012). Planeamiento de Minas a Cielo Abierto Mediante Optimización Estocástica. Obtenido de Boletín de Ciencias de la Tierra: <http://www.revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/31258/43368>
- Stefan, H. (1973). Los Métodos por Hundimiento. Santiago: BRUNO BEHN.
- Vidal, V. (1966). Explotación de Minas, Tomo I, Trabajos Mineros. París: Dunod.
- Vidal, V. (1966). Explotación de Minas, Tomo III, Métodos, Energía, Servicios del Exterior. París: Dunod.
- Zorrilla, D. (1968). Síntesis de Economía Minera. Bogotá: DEPTAL.

ANEXOS