ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

"Metodología de Planificación Minera a Corto Plazo y Diseño Minero a Mediano Plazo en la Cantera Pifo"

TESIS DE GRADO

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentada por:

Eduardo Luis Recalde Chiluiza

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2007

AGRADECIMIENTO

A todas las personas que ayudaron en diferentes formas a la realización de este trabajo, a la memoria del Ing. Jimmy Panta, por su guía académica; al Ing. Juan Carlos Avilés, por su apoyo, al Dr. Fernando Morante, Director de Tesis; y, al Ing. Jorge Velasco por su invaluable ayuda.

DEDICATORIA

A Dios sobre todas las cosas. Este logro se lo doy como muestra de agradecimiento a mis padres y hermanas. Dedico este trabajo a mi esposa e hijo como fiel testigo del amor que les profeso.

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

Ing. Edison Navarrete C.
SUBDECANO DE LA FICT
PRESIDENTE

Dr. Fernando Morante C.
DIRECTOR DE TESIS

Ing. Jorge Velasco
VOCAL

Ing. Juan Carlos Pindo M.
VOCAL

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de Grado, me corresponde exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la Escuela Superior Politécnica del Litoral”

(Reglamento de Graduación de la ESPOL)

Eduardo Recalde

RESUMEN

El desarrollo socioeconómico integral y armónico de un país se alcanza mediante el aprovechamiento técnico y racional de sus reservas naturales con miras a incrementar y mejorar las condiciones de vida de la colectividad. Para planificar este desarrollo es preciso inventariar las reservas naturales con que contamos y planificar su explotación técnica con miras a un verdadero aprovechamiento racional. La industria de la construcción requiere un hormigón de calidad para la ejecución de sus proyectos. Para lo cual se requiere de agregados de calidad, que cumplan las normas técnicas internacionales, eliminando las impurezas tales como arcillas, sales, materiales orgánicos, etc. que contribuyen a la pérdida de calidad y resistencia mecánica final del hormigón. Bajo estas premisas se ha desarrollado este trabajo, donde adquiere singular importancia el conocimiento geológico de la zona para así determinar el comportamiento geomecánico de la roca, el conocimiento de la forma del yacimiento y de su calidad, que hacen posible una planificación técnica del arranque, trasporte y proceso minero a seguir para una adecuada explotación. La planificación técnica a seguir para una adecuada explotación es la base de éste trabajo, teniendo en cuenta que tal Planificación Minera debe estar acorde con el medioambiente del sector.

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS Y FOTOS

ÍNDICE DE PLANOS

INTRODUCCIÓN

El desarrollo socioeconómico integral y armónico de un país se alcanza mediante el aprovechamiento técnico y racional de sus reservas naturales con miras a incrementar y mejorar las condiciones de vida de la colectividad. Para planificar este desarrollo es preciso inventariar las reservas naturales con que contamos y planificar su explotación técnica con miras a un verdadero aprovechamiento racional.

La industria de la construcción tiene al hormigón como uno de sus elementos importantes para las consideraciones de diseño y costo de las obras que se proyectan y ejecutan. Es indiscutible que la industria de la construcción requiere un hormigón de calidad para la ejecución de sus obras, lo cual hace inevitable la necesidad de áridos o de agregados de calidad, que cumplan las especificaciones señaladas en las normas técnicas internacionales. Para tal reto, se han instalado plantas en las principales ciudades del país, con el objeto de producir áridos de calidad, que cumplan con las normas técnicas, eliminando las impurezas tradicionales encontradas en el mercado, tales como arcillas, sales, materiales orgánicos, etc. que contribuyen a la pérdida de calidad y resistencia final del hormigón.

Una de las plantas que se encargan de procesar la materia prima necesaria es una Cantera de Agregados para la Construcción próxima a la Ciudad de Quito, por lo que se encuentra cerca de un mercado relativamente grande que requiere una gran demanda de agregados y áridos de calidad; en el año de 2005 la Cantera vendió 450.000 toneladas de áridos, teniendo como mercado potencial Quito y zonas aledañas. Bajo estas premisas se ha desarrollado este trabajo, donde adquiere singular importancia el conocimiento geológico de la zona para así determinar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, el conocimiento de la forma del yacimiento y de su calidad, que hacen posible una planificación técnica del arranque, trasporte y proceso minero a seguir para una adecuada explotación.

Merece una mayor importancia el análisis técnico-económico que conlleva la explotación de la cantera, cuyo objetivo principal es el de obtener rendimientos óptimos a menor costo, esto se logra realizando un estudio de factibilidad económica y determinar un método de estimación del coste de los equipos e implementos a usar para realizar el proceso minero. La planificación técnica del arranque, trasporte y proceso minero a seguir para una adecuada explotación es la base de éste trabajo, teniendo en cuenta que tal Planificación Minera debe estar acorde con el medioambiente del sector.

En la actualidad, la Cantera Pifo viene explotando material de su mina, en la misma que desarrolla la explotación de acuerdo al consumo o venta que ella genera, se extrae la roca andesita, la misma que es utilizada como agregado para el hormigón o material para base y sub-base. El avance de explotación se lo hace tomando en cuenta la estabilidad del macizo rocoso (Fig. 1).

En la Fig. 1 se puede apreciar el área de explotación en donde las instalaciones principales de la cantera son: la zona de ingreso y pesaje de los volquetes; las oficinas de administración general; la zona de depósito de stocks; la planta de trituración primaria, secundaria y terciaria; las vías de acceso internas a los frentes de explotación y los niveles de explotación actuales y proyectados en la Planificación Minera a Corto Plazo.

La siguiente Planificación Minera está estimada como un Plan de Explotación a Corto Plazo (un año calendario) de las reservas de la Cantera, dentro de los parámetros normales de producción. Además se presenta un Diseño a Mediano Plazo de Explotación de la Zona Oeste de la Cantera. Tal alcance se lo extiende a la consideración de los supervisores, jefe de planta y jefe regional de la Compañía que opera tal Cantera con sus respectivos estándares de calidad internacional en informes y reportes; al Director de tesis, funcionarios y profesores de la Escuela Superior Politécnica del Litoral.

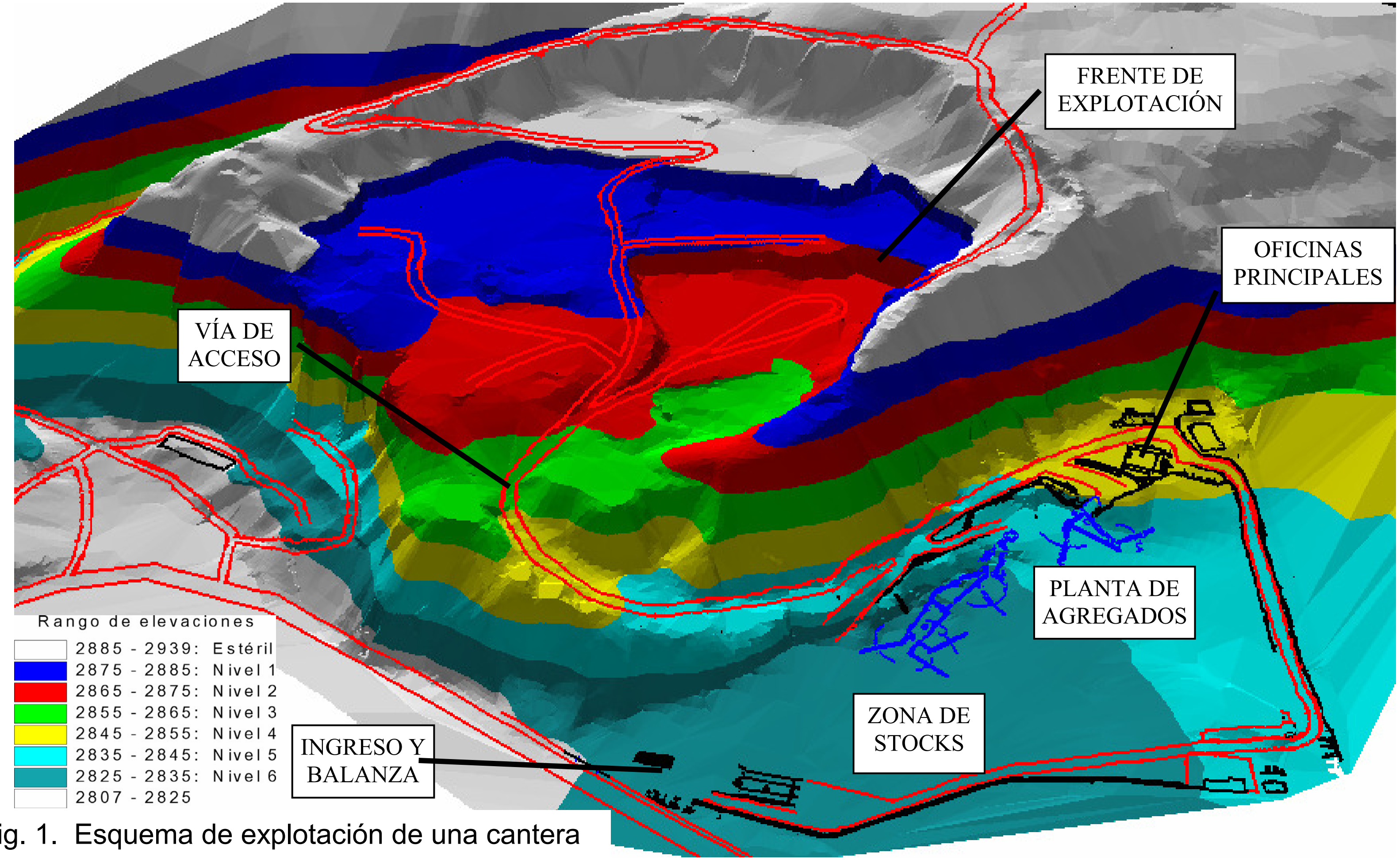


Fig. 1. Esquema de explotación de una cantera

Para tener un esquema de la metodología a seguir, se tiene el siguiente gráfico que muestra el flujo a tomar en cuenta para poder tener un correcto diseño de la cantera y su correspondiente planificación minera, los factores necesarios para poder realizar dichos trabajos son los de recopilar la información base tanto bibliográfica como de campo (topografía), luego de lo cual se puede definir la geología y los parámetros ambientales a ser usados, después se procede a calcular las reservas con los criterios geométricos, geomecánicos, operativos y ambientales necesarios para determinar los límites finales de explotación, luego de lo cual se procede a realizar la planificación minera para después realizar un análisis de estabilidad y mostrar el diseño final aprobado (Fig. 2).

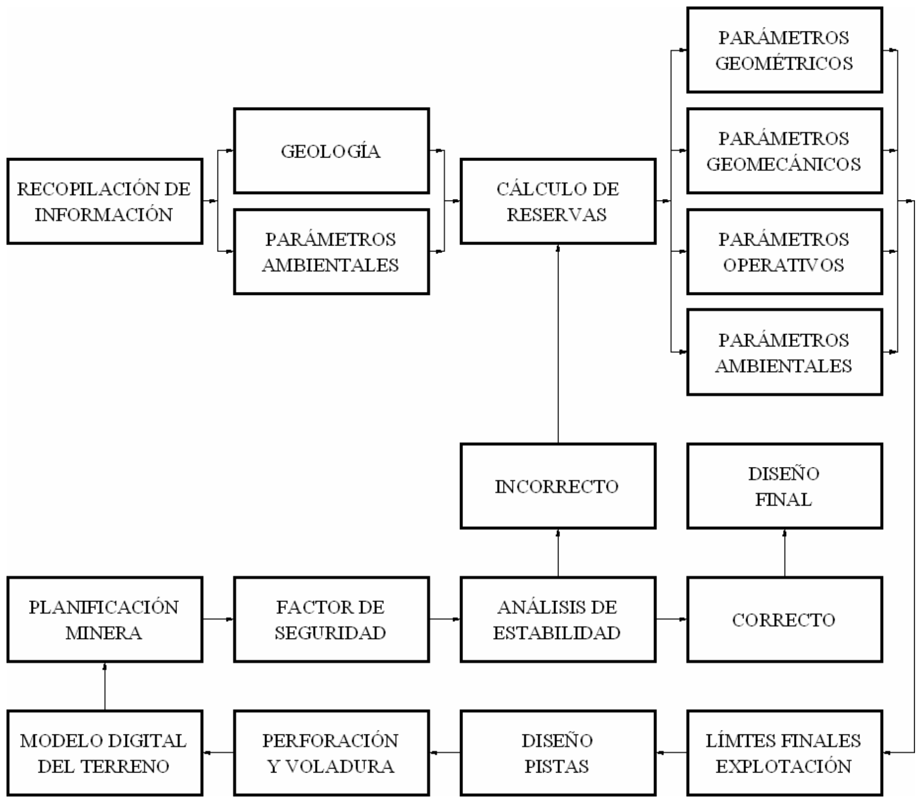


Fig. 2. Diagrama de flujo de planificación y diseño minero

CAPÍTULO 1

CAPÍTULO 1. DATOS GENERALES

1.1. UBICACIÓN

La Cantera está ubicada en la provincia de Pichincha, en la jurisdicción del Cantón Pifo, al Sur - Este de la Ciudad de Quito, próxima a la Comunidad de Pifo y a una cota de alrededor de 2830 msnm. El ingreso a la Cantera se encuentra en la carretera Quito-Papallacta en el Km. 4½. La cantera posee 36 hectáreas de superficie, dentro de estos terrenos se elaborará el presente plan minero, específicamente dentro del Manifiesto de Producción de la Concesión Minera.

1.2. DATOS DE LA CONCESIÓN

Los datos de la Concesión Minera son los reportados en la Dirección Regional de Minas del Pichincha, los cuales son los mismos para el Manifiesto de Producción que se detallan a continuación.

1.3. DATOS MANIFIESTO DE PRODUCCIÓN

El Manifiesto de Producción de la Cantera reporta 36 Has. de explotación de agregados para la construcción; las coordenadas UTM PSAD 56 de los hitos demarcatorios ubicados en los vértices del área manifestada en producción son:

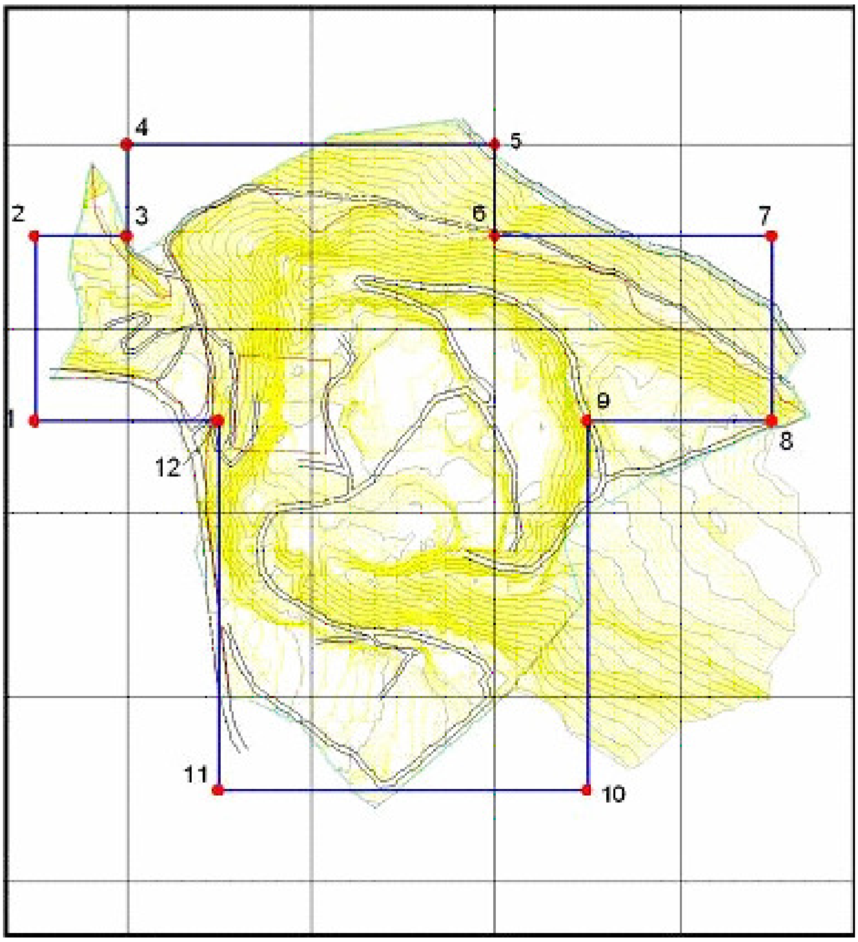


Fig. 1.1. Manifiesto de Producción reportada a la DINAMI

Vértice	Coordenadas UTM	
	X(Longitud)	**Y (Latitud)**
0	798900	9973500
1	798900	9973700
2	799000	9973700
3	799000	9973800
4	799400	9973800
5	799400	9973700
6	799700	9973700
7	799700	9973500
8	799500	9973500
9	799500	9973100
10	799100	9973100
11	799100	9973500

Tabla 1.1. Coordenadas de los Hitos del Manifiesto de Producción

A. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 0

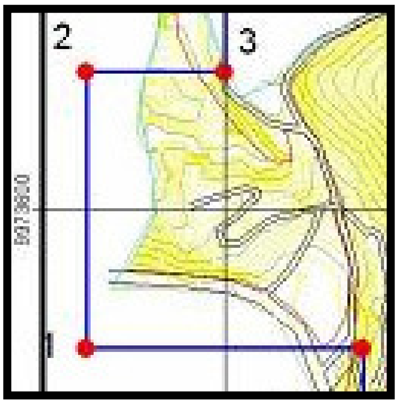


Fig. 1.2. Detalle de los puntos 1, 2 y 3 del Manifiesto de Producción

Se encuentra en una ladera próxima a la cantera al Este a unos 300 m en dirección Nor - Este. La vía de acceso es directo por la vía Pifo – Baeza, a la altura de la coordenada W 798932, N 9973549 se ingresa unos 50 m en dirección Sur - Oeste.

B. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 1

Se encuentra en el margen izquierdo de la quebrada que sirve de límite para la concesión. Se ingresa por la vía que se dirige al criadero de trucha, a unos 260 de la entrada se toma la dirección Oeste a unos 100 m.

C. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 2

Cerca de la vía que se dirige al criadero de truchas, a unos 260 m de la entrada La vía de acceso es directo por la vía Pifo – Baeza, de allí se ingresa por el camino que ingresa al criadero de truchas unos 260 m.

D. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 3

Se encuentra en el margen derecho de la vía que se dirige hacia la cantera vecina. La vía de acceso es por la vía que se dirige al criadero de trucha en da unos 360 m.

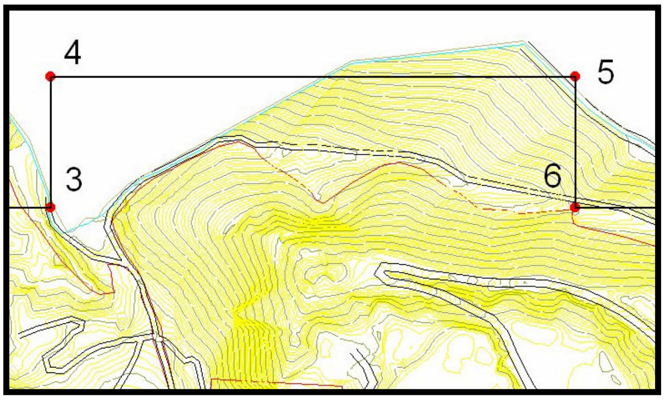


Fig. 1.3. Detalle de los puntos 3, 4, 5 y 6 del Manifiesto de Producción

E. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 4

Se localiza en el margen derecho de la vía que se dirige hacia la Cantera vecina; la vía de acceso es directa por la entrada al criadero de truchas a unos 580 m.

F. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 5

Se encuentra sobre la quebrada a unos 100 m en dirección sur del punto 5 Se debe ingresar por la vía que se dirige al criadero de truchas y de allí bajar por la quebrada.

G. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 6

Se encuentra en la parte alta de la vía que se dirige hacia la cantera vecina a unos 50 m La vía de acceso a la cantera vecina a unos 650 m de la entrada, de allí en dirección Nor - Este unos 50 m.

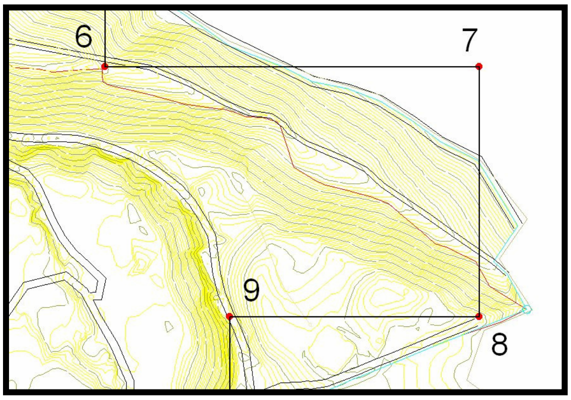


Fig. 1.4. Detalle de los puntos 6, 7, 8 y 9 del Manifiesto de Producción

H. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 7

Se localiza en ladera que cae hacia la quebrada Breve descripción del lugar donde se encuentra. Por la vía que lleva a la laguna próxima a la cerca límite.

I. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 8

Este punto esta muy próximo al talud de la cantera. Por la vía interna de la cantera que sube hacia la laguna.

J. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 9

Se localiza en el Pastizal próximo a la cantera en el limite Sur - Este, a unos 142 m de la cerca en dirección Sur – Este. La vía de acceso es por la vía interna de la cantera, hasta la altura del comedor de allí hay que cruzar la cerca y en dirección Sur - Este a unos 142 m.

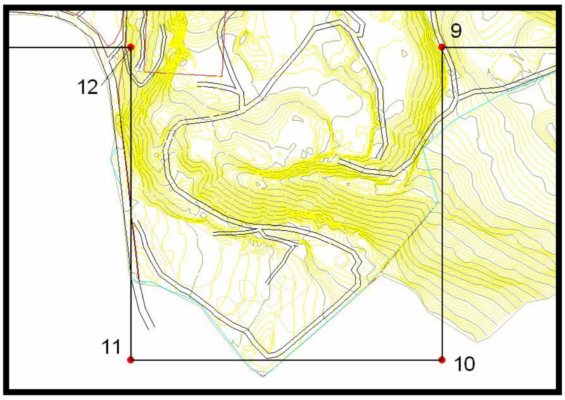


Fig. 1.5. Detalle de los puntos 9, 10, 11 y 12 del Manifiesto de Producción

K. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 10

Se ubica en un terreno próximo a la vía Pifo – Baeza, es un pastizal seco. La vía de acceso es directo por la vía Pifo – Baeza, por las coordenadas W 799108, N 9973154 se ingresa unos 36 m en dirección Sur - Oeste.

L. Ubicación del hito demarcatorio. Punto 11

Se encuentra en el margen derecho de la vía que se dirige al criadero de truchas a unos 35 m La vía de acceso es directo por la vía Pifo – Baeza, de allí se ingresa por el camino que se dirige al criadero de truchas en dirección Nor - Este unos 35 m.

CAPÍTULO 2

CAPÍTULO 2. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS

2.1. GENERALIDADES

A continuación se resume la geología regional tomada de la Carta Geológica Sangolquí editada por el IGM y del *Estudio de Impacto y Plan de Manejo Ambiental para la Bodega Pifo del Oleoducto de Crudos Pesados*, editado por ENTRIX INC. ECUADOR.

El Ecuador continental se encuentra en una zona de borde de placa continental donde se produce el fenómeno de la subducción. La Depresión Interandina según Lavenu (1994), es una estructura sobrepuesta en el flanco occidental y en la parte del eje del anticlinorio de la Cordillera Real que se encuentra rellenada por una potente secuencia de depósitos de facies distales del vulcanismo, alternados por depósitos laháricos, aluviales y esporádicamente flujos de lava.

2.2. UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS

Las principales formaciones y unidades litoestratigráficas definidas por la geología local son las siguientes (Fig. 2.1):

2.2.1. Sedimentos Chichi (Pleistoceno): El lugar tipo de esta formación está ubicado en el sector del puente sobre dicho río en la Vía Tumbaco-Pifo. Según R. Hoffstetter, la litología de esta formación consiste de conglomerados, arena gruesa dura, capas de ceniza y tobas bien estratificadas. El espesor de esta formación en el Sur es de aproximadamente 120 m y disminuye gradualmente hacia el sector de Guayllabamba donde tiene entre 30 y 40 m.

Esta formación puede dividirse en dos unidades; la superior caracterizada por niveles de arena y paleocanales aluviales, con conglomerados de hasta 1 m de espesor y la inferior con presencia de lentes discontinuos de arena, grava y cenizas negras. En los conglomerados predominan los clastos angulosos a subangulares de origen volcánico inmersos en una matriz arenosos. El tefra que tiene una granulometría fina y coloración crema, generalmente tiene entre 20 y 30 centímetros de espesor.

2.2.2. Formación Cangagua (Cuaternario): Según R. Hoffstetter este depósito, que puede considerarse en su mayoría como una toba volcánica, está constituido por partículas finas especialmente de plagioclasas, hornblenda, augita y biotita y a veces cuarzo, es decir, los elementos minerales constitutivos de las andesitas. En la base de la Cangagua se presentan depósitos sedimentarios aparentemente formados por elementos volcánicos caídos en una laguna, es decir, areniscas, lutitas y raramente conglomerados. Es muy característica en la base de la Cangagua la presencia de dos capas de pómez (lapilli) de aproximadamente 2 m de espesor cada una y separadas por una capa de tobas finas amarillentas de aproximadamente 3 m de espesor que marcan un horizonte de ubicación geológica y son considerados depósitos de nubes ardientes.

El origen de esta formación es vulcano sedimentario trasladado por los vientos y que se ha sedimentado en forma periclinal sobre el paleorelieve; generalmente la Cangagua está ausente en el tope de las montañas y es más potente en los valles, manifestando su origen eólico. Las Cangaguas son un producto en cantidad enorme de un período de intenso vulcanismo. Estos depósitos sedimentarios de origen volcánico y transportados por los vientos, son en su mayoría suelos limo arenosos de grano fino a medio, color café amarillento con superficies endurecidas a causa de reacciones químicas entre los elementos constitutivos y aguas meteóricas. En parte, el ambiente de deposición de estos sedimentos ha sido en lagunas de aguas dulces, temperadas y poco profundas. Forman parte de la Formación Cangagua dos estratos de lapilli (gravas de pómez blancas): la capa inferior tiene un espesor entre 2 a 4 m y la superior entre 1 a 2 m. Las capas de pumitas están separadas por cangaguas de un espesor medio de 2 m.

2.2.3. Volcánicos Guayllabamba (Pleistoceno): Se encuentran bien expuestos en el Río Guayllabamba, cerca de la población del mismo nombre. Consiste en su totalidad de aglomerados y tobas aglomeráticas generalmente sin estratificación con presencia de andesitas porfiríticas. Las rocas constituyentes de los aglomerados varían desde unos milímetros hasta bloques de 1 a 2 m de diámetro. Subrayasen a la Formación Macuchi y subyacen a los Sedimentos Chichi. El espesor es mayor a los 800 m.

2.2.4. Terrazas tipo Cangagua (Holoceno): Las erupciones del volcán Cotopaxi generaron corrientes de lodo que arrastraron enormes volúmenes de cantos rodados, bloques, arenas, gravas, inmersos en una matriz de limos y arenas y distribuidos en forma caótica. Estos sedimentos son atravesados únicamente por el sur en el sector de Ilumbisí.

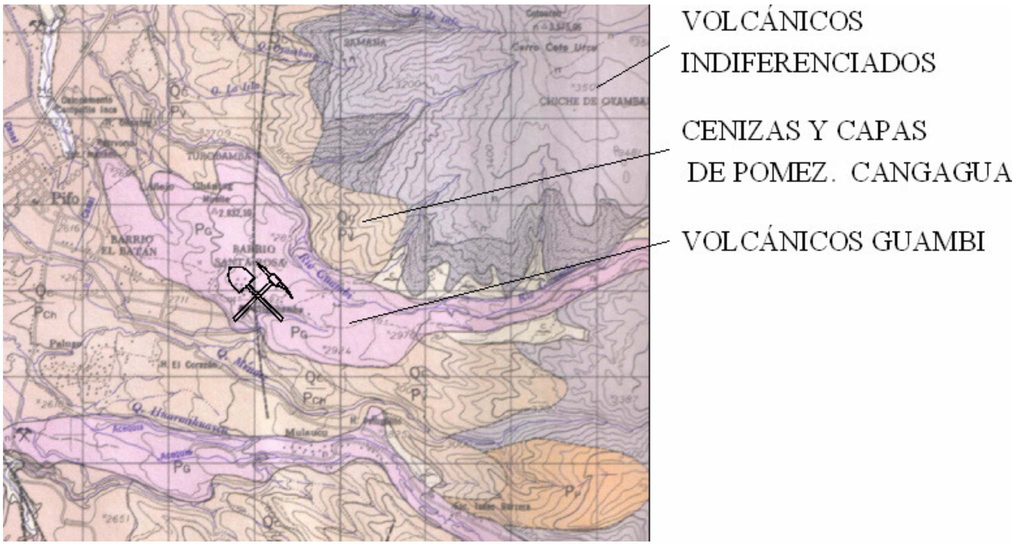


Fig. 2.1. Geología de la zona de estudio tomada de la carta geológica Sangolquí editada por el IGM con código: Carta 84 – SW.

2.2.5. Depósitos Coluviales (Holoceno): Los depósitos coluviales se formaron por la deposición gravitacional de detritos de formaciones preexistentes e inmersas generalmente en una matriz limosa. Son de edad actual; el mayor depósito ubicado se encuentra entre los Ríos San Pedro y Chichi, donde se encuentran pequeños clastos de andesitas en matriz limo arenosa producto de la denudación del volcán Ilaló.

2.2.6. Depósitos Aluviales (Holoceno): Son acumulaciones de cantos rodados, arenas y bloques mayoritariamente ígneos, no consolidados y que se observan en el fondo de algunos ríos.

2.2.7. Volcánicos Guambi (Pleistoceno): Ésta formación es la que existe en la Cantera Pifo; existen dos coladas de andesitas contemporáneas a la deposición de parte de la Cangagua. Los rasgos de flujo son muy evidentes en las fotografías aéreas, y el terreno irregular de las lavas sobre el terreno plano, donde la Cangagua está sobre los Sedimentos Chichi, es muy claro. En las partes centrales de las coladas cerca de la Hacienda Coniburo y Hacienda Mulaucu las lavas están limitadas por paredes verticales que parecen estar formadas a manera de un tubo.

Pudo ocurrir que las partes exteriores se solidificaron primero, quedando la lava como corriente dentro del tubo; cuando aquella salió de éste, el tope colapso y quedaron las paredes verticales. Hay una capa que varía entre 2 y 10 m. de Cangagua sobre éstas corrientes, lo que hace suponer que se formaron durante la deposición principal de la Cangagua, en el Pleistoceno Superior.

2.2.8. Geología local: En la zona de estudio se presentan andesitas verdes de los Volcánicos Guambi y una cobertura de terrazas Cangagua. En los perfiles realizados, se observan dos grabens controladas por fallas normales locales.

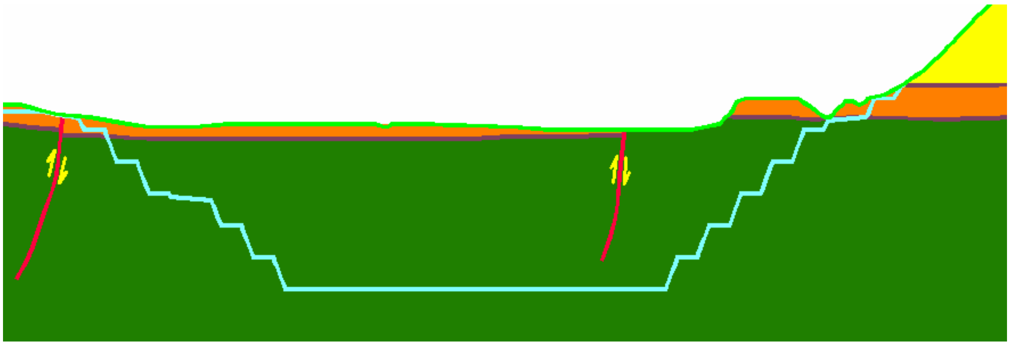


Fig. 2.2. Geología local en la zona de estudio

CAPÍTULO 3

CAPÍTULO 3. MEDIOAMBIENTE

Según el Estudio de Impacto Ambiental, en las actividades de explotación de canteras se debe realizar el control de impactos en los siguientes ítems:

- **Polvo.-** La emisión de polvo y de partículas sólidas de la Cantera en estudio, son originadas por las actividades de perforación, voladura, transporte y procesamiento, las mismas que causan problemas de contaminación del aire y atmósfera. Además existe un grave problema por la presencia de fuertes corrientes de aire que arrastran a su paso las partículas de arena provenientes del material de stock, de las vías de acceso y de la misma cantera, aunque el mayor impacto se registra a la entrada de la cantera por el polvo y arena que existe en el ambiente proveniente del stock de arena que está presente en el lugar.

- **Gases.-** Estos en su mayoría son generados por maquinaria que consumen diesel como combustible, estos son perforadoras, camiones, palas, excavadora, tractor, etc. Las plantas de procesamiento de material son de generación eléctrica por lo que no provocan impacto.

- **Ruido.**- Este es de manera temporal por la maquinarias de transporte y perforación, en mayor magnitud por las plantas de procesamiento de material tanto en la descarga directa de material en ellas, como en el proceso de triturado y depósito final.

- **Agua.**- El material fino proveniente de los trabajos de explotación y trituración se deposita en las quebradas, las cuales en periodo de lluvias arrastran estos sedimentos produciendo contaminación del agua superficial. Al producir arena lavada, el agua de lavado sería vertida en una piscina de sedimentación la misma que posteriormente sería vertida a la descarga.

- **Suelo.**- El suelo que es eliminado es depositado en una escombrera que debe ser ampliada o buscar otro lugar donde depositar estériles, el impacto es severo, temporal y localizado. Al desnudar ciertas áreas se promueve la erosión del terreno.

- **Fauna y Flora.**- El impacto es directo sobre la flora la misma que ha sido desbrozada tiempo atrás al conformar el circo actual de la cantera, así como también los impactos mencionados anteriormente afectan de manera directa tanto a la flora y fauna de la región, el ruido aleja a la fauna de sitios tradicionalmente de ocupación.

- **Paisaje.-** La explotación a cielo abierto afecta de manera severa a la morfología y al paisaje, el principal impacto al paisaje es el visual, en cuanto a la morfología los impactos se producen en la presencia de hendiduras, escarpas de canteras y deslizamientos, que en su mayoría son permanentes. La presencia de fuertes pendientes en ciertos taludes provoca riesgo permanente de derrumbes; en la cantera existen pendientes negativas provocadas por los taludes semiverticales y por la fuerza del viento que sumado a la fuerza de gravedad hace que los taludes superiores de la cantera tiendan a derrumbarse poco a poco.

3.1. MEDIDAS AMBIENTALES A SER APLICADAS

Se deben tomar medidas preventivas y de corrección para así asegurar una explotación con el menor impacto posible, se debe de tener en cuenta que para lograrlo se deben reducir o alterar ciertas labores mineras; existen ciertas medidas que: atenúan el impacto, compensan el impacto y, cambian el impacto. A continuación se identifican los impactos y se establecen las medidas correctoras a ser aplicadas:

	IMPACTOS	MEDIDAS CORRECTORAS O DE RECUPERACIÓN
SOBRE LA ATMÓSFERA	Emisión de polvo	Riego periódico de pistas y stocks (o cubrirlos con lona en los taludes) Trituración con riego tenue Cubrir la carga de volquetas con lona Colocar captador de polvo en perforadora Retirar material de las pistas y darles mantenimiento
	Emisión de gases	Mantenimiento de la maquinaria y poner a punto el sistema de carburación
	Emisión de ruido	Mantener a punto los silenciadores Reducir la velocidad de circulación Cubrir con bandas de caucho los elementos metálicos que sufren impacto de las rocas La operación de la planta debe hacerse a horas diurnas Utilizar cargas correctas de explosivos y utilizar microretardos
SOBRE EL AGUA	Escorrentía	Construir un sistema de drenaje, para cada talud importante y las escombreras Mantenimiento de las cunetas de las pistas Reducción de taludes de las escombreras y stocks para así reducir la fuerza erosiva del agua
	Contaminación por combustible	Manejo correcto y seguro del combustible para evitar derrames
	Sedimentación	Controlar la erosión en los stocks
SOBRE EL SUELO	Retirada y acopio	En la retirada y almacenamiento debe evitarse el compactamiento Evitar la muerte de microorganismos aerobios Evitar la contaminación, la producción de polvo, el paso de maquinaria y la erosión
	Ocupación temporal	Evitar remover la capa de suelo que se encuentra debajo de las pilas de stock
SOBRE EL PAISAJE	Alteración de la Morfología	Recuperación parcial con la restauración del área Creación de una pantalla con árboles de follaje espeso y altura considerable Construcción de barreras visuales con material de desecho

Tabla 3.1. Medidas correctoras ambientales en el entorno afectado

CAPÍTULO 4

CAPÍTULO 4. DISEÑO MINERO

4.1. GENERALIDADES

El mineral que se explota en la Cantera de estudio es roca andesítica, y como estéril se tienen rocas sedimentarias y andesitas meteorizadas; se espera una producción promedio mensual de 37.500 Ton (450.000 Ton anuales, dato del año 2005), es decir que se va a explotar las reservas probadas y su sobrecarga. El tiempo de abandono estará dado por la capacidad de transporte y por la capacidad de procesamiento de la planta; inicialmente se realizó una actualización topográfica de la cantera a fin de que se realicen los cálculos de reservas actualizadas a la fecha de este trabajo (Fig. 4.1), las cuales fueron de 5'000.000 Ton.

Tal volumen a explotar es hasta la cota 2825 msnm, siendo la base actual en 2866 msnm, lo cual son 41 metros, los 4 niveles hacia abajo, siendo 10 metros de altura cada uno, significan 3'695.000 Ton (8,2 años)

Si no se consideraran tales pisos se tendría unas reservas de 1’300.000 Ton (2,9 años) de andesita, aproximadamente. La sobrecarga de estéril es localizada en dicha cantera por lo que facilita la extracción de la roca útil y abarata los costos de producción.

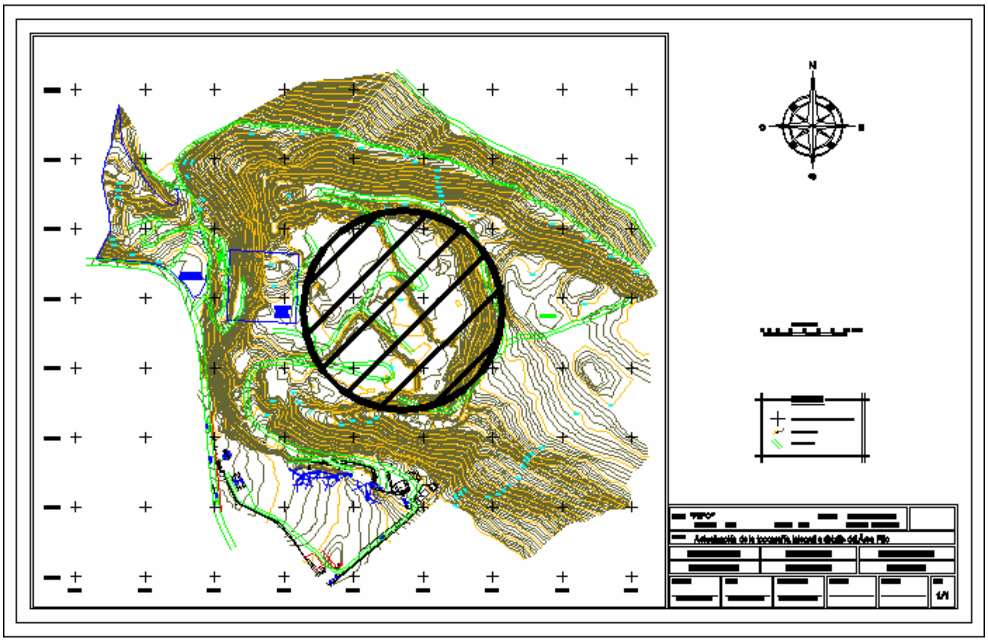


Fig. 4.1. Mapa de ubicación de actualización de topografía

4.2. CÁLCULO DE RESERVAS

A fin de estimar las reservas se usan dos métodos: el geométrico o el geoestadístico, ya que la geología definió un depósito regular y con la topografía actualizada, se utilizó el método clásico o geométrico, en donde se construyen figuras geométricas en las que se va a estimar qué cantidad de material útil existe dentro de ella. Por ello se desarrolla un proceso que lleva consigo los siguientes pasos:

a) Obtención de superficies del yacimiento: Se definen perfiles espaciados regularmente a lo largo del yacimiento de manera que se obtiene áreas parciales del yacimiento con vistas a obtener el volumen del cuerpo mineral.

b) Volumen del yacimiento: Permite calcular, en tres dimensiones, qué cantidad de material útil puede estar presente en el depósito. Se la calcula

c) Determinación de las reservas del material útil: Conocido el volumen del depósito a extraer y obtenido el valor de la densidad aparente media de la andesita, el producto de ambos valores permitirá conocer cuántas toneladas de andesita existe en el yacimiento.

A fin de resumir lo anteriormente expresado, se realizaron perfiles transversales con el fin de determinar las reservas de roca útil (andesita); el método que se usó es de obtener el área de andesita a extraer de cada perfil, sacar el promedio entre dos perfiles consecutivos, multiplicar por la distancia entre los perfiles y por la densidad relativa de la roca, además se multiplica por un factor de penalización por concepto de pérdidas o errores en el cálculo. El resultado son las toneladas de andesita por extraer.

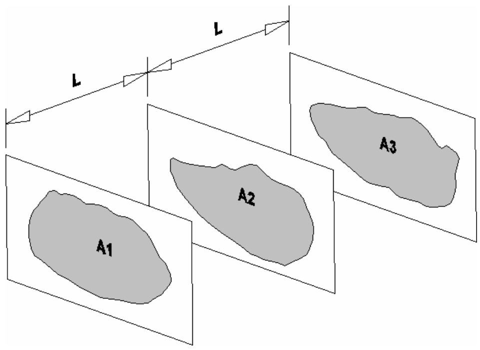


Fig. 4.2. Método de los perfiles para el cálculo de reservas

T :   Andesita a extraer (Ton)

L :   Distancia entre perfiles (40 m)

An: Área de roca por extraer en cada perfil (m^2)

$$T = 2.75 * L * \sum An$$

Las toneladas de andesita por extraer calculadas por éste método en la cantera es de 5’000.000 Ton. Cabe señalar que el volumen de andesita calculada está penalizado con un 20% aproximadamente a fin de ser conservadores al momento de calcular reservas en cuanto a variaciones del área promedio, pérdidas de roca en la voladura, zonas de presencia de estériles, errores en la determinación de los límites del yacimiento y zonas de contacto geológico además de precisión en la topografía.

4.3. CRITERIOS PARA EL DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

Para el correcto diseño de una mina a cielo abierto se tiene que haber cubierto la etapa de investigación geológica, fruto de la cual se obtendrá el modelo del yacimiento con todas sus características litológicas y estructurales, que permitirán optimizar la geometría del hueco final y establecer la planificación de las labores, el control y previsión de la calidad de la roca útil (andesita) y, en suma, la rentabilidad del negocio.

En el momento de proyectar una mina a cielo abierto se deben tener en cuenta cuatro grupos de parámetros: geométricos, geomecánicos, operativos y medioambientales.

Geométricos: Función de la estructura y morfología del yacimiento, pendiente en terreno, pendiente en limites de propiedad, etc.

Geomecánicos: Dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se haya dividido el yacimiento.

Operativos: Dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad: altura de banco, anchuras de bermas y pistas, anchuras de fondo, etc.

Medioambientales: Aquellos que permiten la ocultación a la vista de los huecos o escombreras, faciliten la restauración de los terrenos o la reducción de los impactos ambientales.

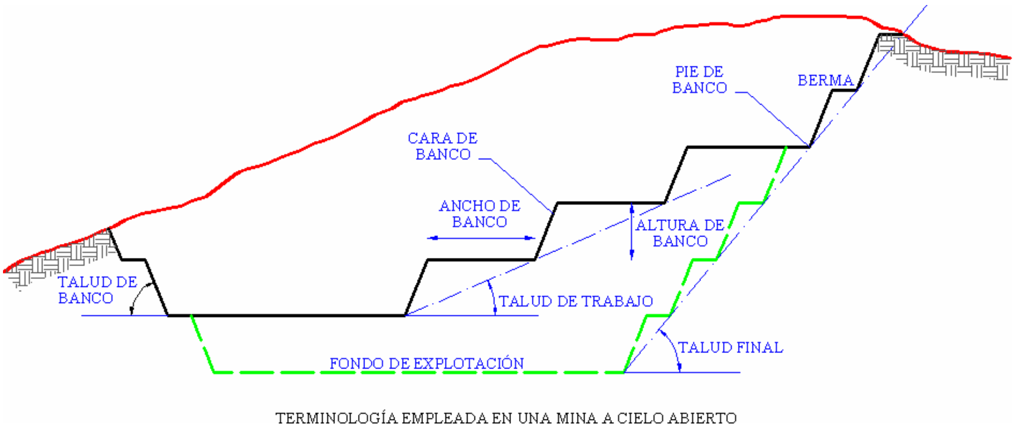


Fig. 4.3. Esquema de los principales elementos en una explotación a cielo abierto

A continuación se define los principales parámetros geométricos que configuran el diseño de una explotación a cielo abierto:

Banco: Es el módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota, de estéril o roca útil, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una posición final preestablecida.

Altura del banco: Es la distancia vertical entre dos niveles o, lo que es igual, desde el pie del banco hasta la parte mas alta o cabeza del mismo.

Talud de banco: Es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.

Talud de trabajo: Es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentra algunos de los tajos o plataforma de trabajo. Es una pendiente provisional de la excavación.

Pistas: Son las estructuras viarias dentro de una explotación, a través de las cuales se extrae la andesita y el estéril, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Se caracterizan, fundamentalmente, por su anchura y su pendiente dentro de una disposición espacial determinada.

Rampa de acceso: Caminos de uso esporádico que se utilizan para el acceso de los equipos, generalmente de arranque, a los tajos. Las anchuras son pequeñas y, al ser vías de un solo carril, las pendientes son superiores a las de las pistas.

Límites finales de la mina: Son aquellas situaciones espaciales hasta las que llegan las excavaciones. El límite horizontal determina el fondo final de la explotación y los límites laterales, los taludes finales de la misma. Los límites en profundidad de una mina a cielo abierto están condicionados, fundamentalmente, por la geología del yacimiento y por aspectos económicos derivados de los costes de extracción del estéril para un determinado valor del mineral explotado.

La definición de tales límites se ve también influida por motivos de estabilidad de taludes, por las características geomecánicas del macizo rocoso y las tensiones producidas en las rocas al crear el hueco e, incluso, por las dimensiones mínimas del espacio de trabajo que es necesario para las máquinas.

Bermas: Son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la explotación sobre los taludes finales, que contribuyen a mejorar la estabilidad de un talud y las condiciones de seguridad. El intervalo de las bermas y su anchura, así como el ángulo de talud, se establecen por condicionantes operativas si se utilizan como pistas de transporte.

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

4.3.1. FACTORES GEOMÉTRICOS

En la zona, la explotación se realiza conformando la forma de circo que actualmente tiene la cantera, a lo largo del yacimiento. Los afloramientos de andesita se localizan desde Quito-Papallacta en una falla Este-Oeste, con buzamiento casi vertical. Las reservas de andesita son importantes, no existen datos suficientes para la estimación de las reservas totales ya que no se conocen los límites del yacimiento con exactitud. El yacimiento está formado por coladas de andesitas subhorizontales en forma de manto de, al menos, 60 m de profundidad y 400 m de ancho y largo.

Ancho del yacimiento	400 m
Largo del yacimiento	400 m
Potencia del yacimiento	60 m
Forma del yacimiento	Mantiforme
Inclinación general del yacimiento	Subhorizontal

Tabla 4.1. Parámetros geométricos del yacimiento

4.3.2. FACTORES GEOMECÁNICOS

Además de la clasificación de las rocas, según el origen geológico de las mismas, desde mucho tiempo atrás se han estudiado aquellas propiedades de diversa naturaleza que suministraban una mayor información de cara a la correcta selección de el sistema de arranque, carga y transporte más adecuado para un movimiento de rocas en la minería y las obras públicas. Pero durante la realización del proceso minero, la roca está sometida a unas importantes variaciones de carácter mecánico (impactos, corte, compactación, desplazamiento, etc.) que alteran su estado natural. El proyectista minero debe estar familiarizado con las propiedades y características de las rocas, que con mayor frecuencia necesita para utilizar y seleccionar bien la maquinaria, tales como:

- Resistencias mecánicas a la acción de varias fuerzas.
- Dureza, porosidad y fragilidad.
- Densidad, humedad y esponjamiento.
- Tenacidad, estabilidad y abrasividad.

Como puede observarse, alguna de esas propiedades son las que habitualmente se determinan en los estudios Geotécnicos, aunque el enfoque y la finalidad de los mismos son, distintos, ya que dichos estudios se realizan estáticamente sobre la roca en su estado sólido natural, mientras que para la carga, transporte y apilado se requiere un conocimiento más dinámico de dichos parámetros por las variaciones que va a sufrir durante el proceso minero. No existe, prácticamente ningún ensayo de laboratorio que reproduzca ni siquiera de una forma aproximada, los mecanismos de rotura de la roca bajo la acción de un útil o vástago de acero y menos aún el grado de alteración que el tiempo y el proceso de interperismo impondrán en el material rocoso.

Además las muestras de laboratorio serán, por lo general, de un tamaño bastante menor que las zonas afectadas por dichos útiles en la roca. Paralelamente a la dificultad en el conocimiento geodinámico de las propiedades de las rocas, nuevos parámetros geotécnicos de los macizos rocosos han pasado a ser considerados en los trabajos de caracterización con vistas a su aplicación a la maquinaria. Así, se han empezado a estudiar las discontinuidades estructurales, su espaciamiento, su orientación, la forma de los bloques conformados, el material de relleno de las fisuras, y otros parámetros bastante más relacionados con la forma en que la minería se va a llevar a cabo en forma real.

Por último, existen otros factores, que si bien secundarios en la mayor parte de los casos, puedan llegar a ser decisivos en el éxito o fracaso económico de la utilización de la maquinaria o equipo elegidos, tales como la capacidad portante de los terrenos, la pegajosidad, la abrasividad, etc. La esencia de las operaciones mineras está en la capacidad del sistema para sobrepasar la resistencia que la roca opone a su separación, desagregación y transferencia a un nuevo lugar. Cuando, como en la minería a cielo abierto, la mecanización es consustancial con el propio método, no es solo importante la separación del macizo rocoso y su transporte, sino que también se debe asegurar por el estudio y el conocimiento, que los medios de mecanización van a operar fiablemente a lo largo del tiempo y manteniendo una alta productividad y disponibilidad para lograr el deseado y necesario bajo costo operativo.

Tensión (Kg/cm^2)	60 – 120
Peso específico aparente	2.75
Porosidad (%)	1.7
Ángulo de rozamiento interno (º)	45
Absorción (%)	0.87
Resistencia a la compresión simple (Kg/cm^2)	300 – 4200
Cizallamiento (Kg/cm^2)	50 – 130

Tabla 4.2. Propiedades físico-mecánicas de la andesita

Se explota la andesita como agregado para la construcción, en diferentes tamaños de piedra. Teniendo en cuenta las propiedades físico-mecánicas de la andesita fresca (ver Tabla 4.1), se puede calcular y proponer la malla de perforación y voladura.

4.3.3. FACTORES OPERATIVOS

La explotación en la cantera es de arriba hacia abajo para así aprovechar la gravedad para remoción de material "sucio" (andesita mezclada con arcilla), y además poder controlar los taludes en forma más eficiente y segura. Para minería de superficie en proyectos a cielo abierto, como en el caso de esta cantera, se emplea la perforación mecanizada del tipo de "perforación por banqueo", que es el mejor método para la voladura de rocas ya que dispone de un frente libre para la salida y proyección del material, permitiendo una sistematización de las labores.

La voladura es de forma de "V", o de línea a línea, dependiendo si se tiene dos o un sólo frente en cada banco, respectivamente; tiene una sobreperforación de 1 m cada barreno, aproximadamente. El transporte del material volado se lo debe realizar con volquetes convencionales, ya que son un medio de transporte eficiente, la distancia de transporte es de aproximadamente 700 m, el material a transportar es apto para los volquetes, se puede variar el ritmo de producción tan solo con aumentar la flota o los turnos de transporte. La infraestructura para mantener los volquetes es sencilla y barata, además es fácil de supervisar y controlar.

4.3.3.1. LÍMITES FINALES DE LA EXPLOTACIÓN

Los límites del yacimiento de andesita se determinan por el contacto con la roca andesítica alterada. Para determinar los límites finales de explotación, se debe tener en cuenta dónde y cómo se encuentra distribuido el mineral útil, para ello se realizó una geología localizada en la cantera con el fin de determinar el contacto entre la roca alterada y la andesita fresca.

Al tener tales límites se lo analiza con la topografía en tres dimensiones que se generó del lugar y los perfiles realizados en cada uno, de esta forma se obtuvo las reservas del circo de la cantera y también cuál va a ser la forma final de los taludes. Para ello se debe tener consideraciones de los factores geométricos, geotécnicos y geomecánicos del macizo rocoso. Se deben dejar 6 metros de berma, 70º de talud de banco y 10 metros de altura de banco; con tales parámetros se logra obtener una corta final técnicamente analizada. Al realizar tal diseño, tenemos los siguientes parámetros de diseño:

Altura de banco	10 m
Ancho de banco	30 m
Ángulo de talud de banco	70º
Bermas	6 m
Ancho de vía	12 m
Talud de trabajo	32.6º
Talud final	46º
Fondo de explotación mínimo	60 m

Tabla 4.3. Parámetros operativos de diseño minero

A. Altura de banco: La altura de banco se establece a partir de las dimensiones de los equipos de perforación, de los de carga y de las características del macizo rocoso. A una altura de 10 m de banco final, se tienen las siguientes ventajas:

- Se puede utilizar los equipos de carga para sanear el frente.
- Mantener unas condiciones de seguridad aceptables.
- Se tiene un mayor control sobre la fragmentación de la roca en la voladura.
- Mayor rapidez en la ejecución de rampas de acceso entre bancos.
- Menores niveles de vibraciones y onda aérea, al ser las cargas operantes más pequeñas.

- Mejores condiciones para la restauración y tratamiento de los taludes finales.

La selección de la óptima es, pues, el resultado de un análisis técnico-económico apoyado en estudios geológicos y geotécnicos que incluyen el aspecto de seguridad de las operaciones, así como los estudios de recuperación de los terrenos afectados por las actividades mineras cuando se llega a la situación final.

B. Ancho de banco: Se define como anchura de banco de trabajo a la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos simultáneamente. En la Fig. 4.4 se representan los tres procesos básicos que tienen lugar en el interior de una cantera: perforación, carga y transporte, y que pueden o no realizarse simultáneamente en el mismo banco. Siempre será necesario dejar 5 m como ancho de seguridad S hasta el borde del banco; la perforación P será la que ocupe la máquina perforadora, el ancho correspondiente al transporte se verá más adelante, al tratar del diseño de las pistas y rampas; y, la zona de maniobras C de la máquina de carga, su ancho desde el frente del tajo a la zona de seguridad debe ser, por lo menos 1.5 veces la longitud de la cargadora.

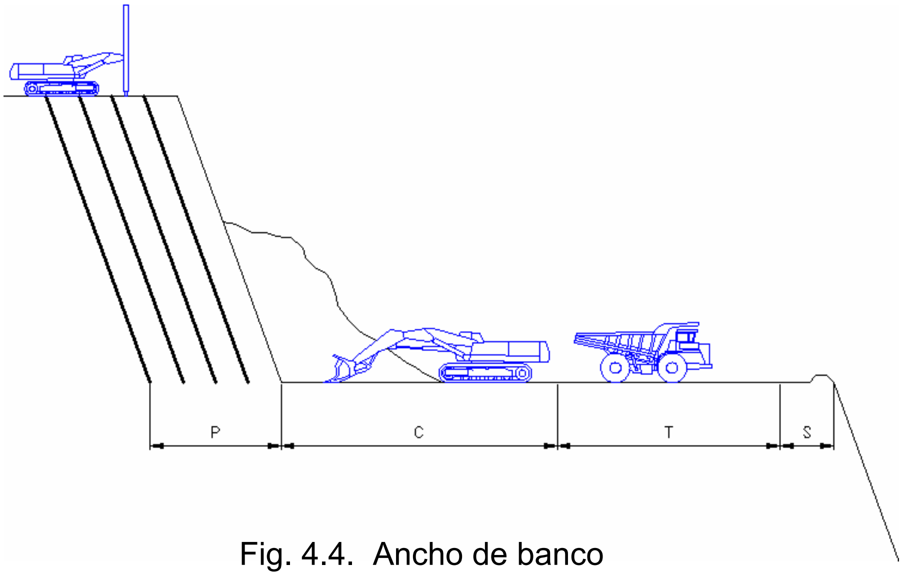


Fig. 4.4. Ancho de banco

C. Ángulo del talud: Es función de dos factores: tipo de roca y altura de banco. Cuanto más competente sea la roca y bajo sea el banco, más vertical puede ser la cara del mismo y, por el contrario, cuanto más fracturada la roca y alto sea el banco, más tendido será el banco; es función, pues, de las características estructurales y resistentes de los materiales y deberá ser determinado geomecánicamente.

Es habitual y recomendable utilizar, durante el trabajo en roca media, ángulos de talud entre 60º y 75º y, al final, dejarlos con el ángulo definitivo para poder disponer de bermas de seguridad más prácticas.

Para realizar el diseño de los bancos se tomará en cuenta un análisis probabilístico de las posibles fallas de tipo cuña y planares; este análisis considera la posibilidad de que cada discontinuidad registrada en un dominio estructural tiene una probabilidad de 100% de formar una cuña con otra discontinuidad de ese mismo sector, según el análisis estructural, se determinó que ángulo de talud óptimo para el tipo de roca y el sistema de diaclasamiento presente en la zona, debe de ser de 70º.

D. Bermas: Se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores y también como plataformas de acceso o, incluso, transporte, en el talud de una excavación. La altura o separación entre bermas, así como su ancho, son función de las características geotécnicas del macizo de explotación, que conjuntamente con el resto de los parámetros que intervienen en el diseño de la cantera conducen a la obtención de un factor de seguridad que garantice la estabilidad del talud general y seguridad de los trabajos.

Una vez seleccionado el ángulo del banco, se procede a diseñar el ancho de berma. El diseño del ancho de berma tiene por finalidad determinar el ancho necesario para que las rocas que pudiesen desprenderse no caigan hasta el fondo del tajo sino, que sean retenidas en las bermas. Para este propósito se ha optado por usar el criterio de Ritchie (1963), que propone reglas empíricas, modificadas luego por Evans (Giani, 1992) y Call (1992), para calcular el ancho de berma seguro. Dicho criterio se resume en las expresiones:

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

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

Donde: W = ancho de berma (en metros)

H = altura de banco (en metros)

Es así que, para una altura de 10 metros, el ancho de berma debería estar entre 4 y 6.5 metros, al estar cerca del límite establecido por Evans y Call (9 metros), por lo que se decidió que el ancho de berma sea de 6 metros.

E. Trincheras y rampas: Las pistas son los caminos por los cuales se realiza el transporte habitual de materiales dentro de la explotación, es decir, por los que circulan las unidades de acarreo. También existen rampas que se utilizan exclusivamente como acceso a los tajos de las máquinas que realizan el arranque y su servicio es esporádico.

Ambas tienen distinto tratamiento y diseño, pues, mientras que en las primeras la circulación puede ser continua en los dos sentidos y a marcha rápida, la utilización de las segundas es mínima y a velocidad mucho más lenta; en éstas últimas la pendiente debe recomendarse por razones de seguridad, en ningún caso debe sobrepasarse el 20%, sobre todo teniendo en cuenta que, en ocasiones, también circularán por ellas vehículos de mantenimiento y reparación.

Con relación a su ancho, ésta debe superar, por lo menos, en dos metros el ancho de la unidad más ancha que vaya a circular por ellas. Las pistas constituyen uno de los aspectos más importantes del diseño y planificación de una mina a cielo abierto. Su trazado debe incluirse en el diseño de las etapas más tempranas del proceso de planificación, debido a que afectan significativamente a los ángulos de talud y éstos, en consecuencia, al ratio estéril/mineral de la explotación o alas reservas recuperables (Fig. 4.5).

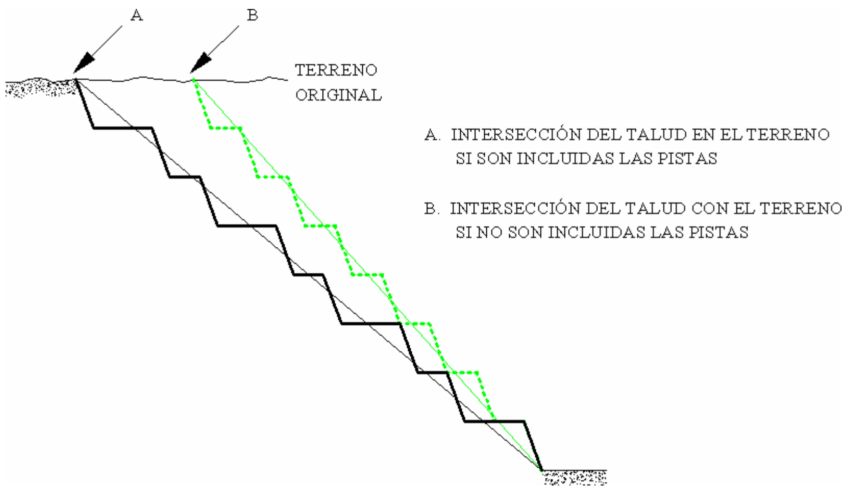


Fig. 4.5. Sección vertical de explotación con talud final

Algunas consideraciones que deben hacerse en el momento de proyectar los caminos de acarreo en una explotación minera son las siguientes:

- Punto de salida del diseño, que dependerá de la localización de la planta de tratamiento y/o escombreras.
- Número de pistas de acceso; las vías de acceso alternativas aumentan la flexibilidad de la operación pero, por el contrario, pueden complicar el diseño.
- Pistas internas o externas al pit de explotación.
- Pistas temporales o semipermanentes.
- Pistas con trazado en espiral, en zig-zag o mixtas.
- Número de carriles en pistas principales o auxiliares.

- Pendientes medias y por tramos, tanto favorables como desfavorables, para el transporte.
- Sentido del tráfico, etc.

Las vías de acceso a la explotación van a ser en los lados Este y Oeste de la cantera con el objetivo de ingresar la excavadora, tractor, los volquetes y la perforadora, perpendicular a la dirección del avance. La pendiente será del 10% máximo (Fig. 4.6 y 4.7). Cabe señalar que se debe arreglar la vía de acceso actual a la cantera con el fin de permitir el ingreso de volquetas hasta la cota 2825 para así respetar la pendiente máxima en las vías permitidas.

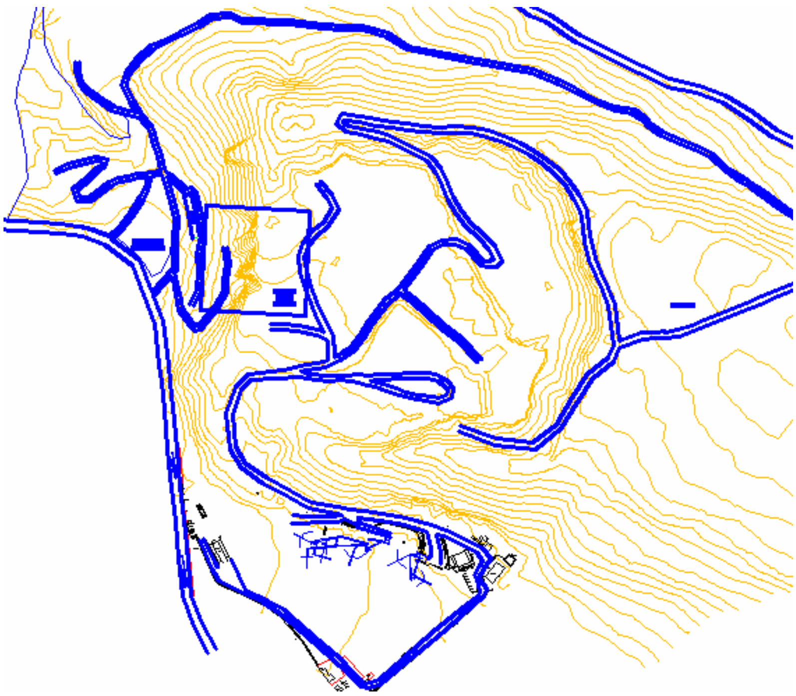


Fig. 4.6. Vías actuales de acceso

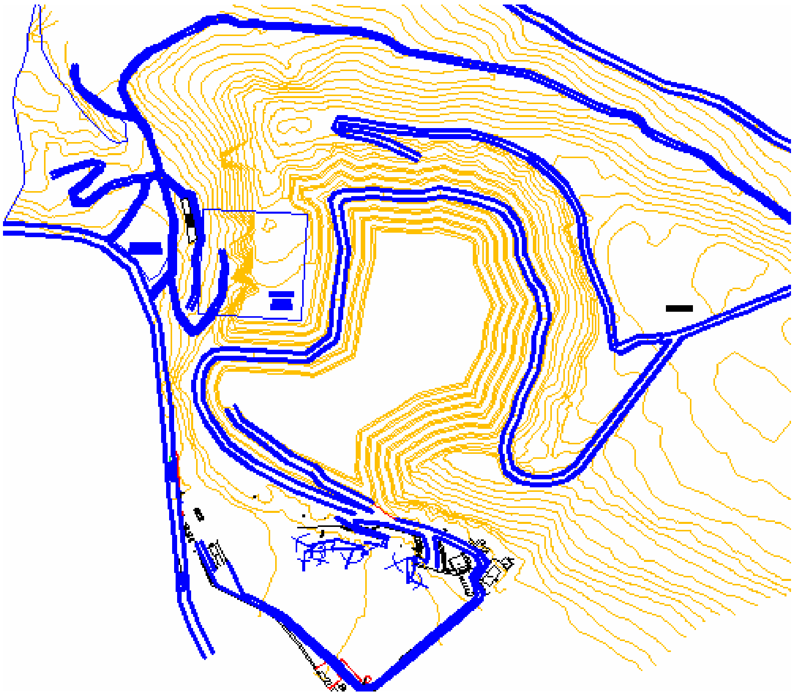


Fig. 4.7. Vías de acceso en el diseño final

4.3.3.1.1. DISEÑO DE PISTAS EN ESPIRAL

PASO 1: El diseño de la pista comenzará por el fondo de la explotación; se elegirá el punto donde la rampa encontrará a la primera línea de cresta, punto A, y a partir de ahí ascenderá hacia la superficie. Se determinan los puntos donde la rampa encuentra a las sucesivas crestas, la distancia horizontal L que recorrerá el volquete entre niveles con un máximo de pendiente del 10%.

El punto B, en el banco siguiente, se encontrará trazando un arco de circunferencia de radio igual a L y con centro en A; los puntos C y D se determinan de forma análoga (Fig. 4.8a).

PASO 2: En el punto A se mide, perpendicular a la dirección hacia B, el ancho de pista elegido para el diseño (AP), luego de lo cual se proyectan hacia el extremo donde sube la pista; conforme la pista asciende y se aproxima hacia el talud lateral en curva, se debe contemplar una transición suave con la línea de cresta original; el proyectista actuará con cierta flexibilidad a la hora de representar las nuevas líneas, según suceda dicha transición (Fig. 4.8b).

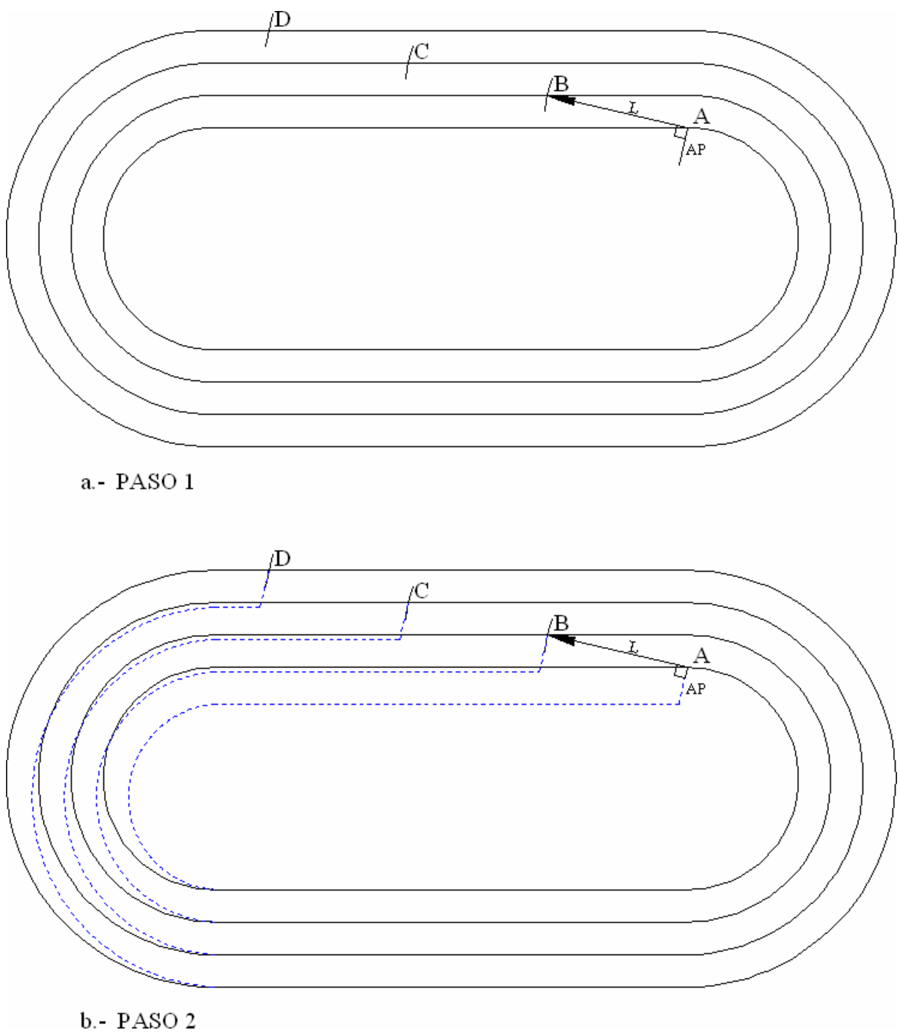
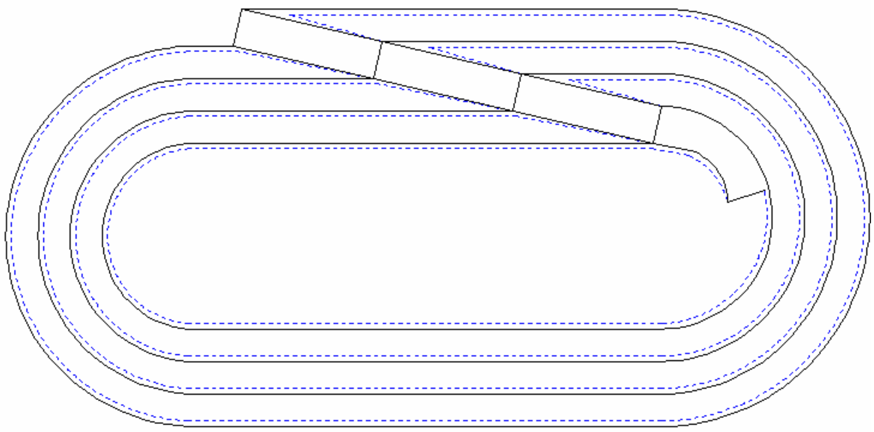


Fig. 4.8. Diseño de una pista por delante de un talud (pasos 1 a 3)

PASO 3: Se suprimen las líneas de cresta del diseño original por la nuevas, que incorporan el trazado de la pista; la pista se termina de representar desde la cresta del primer banco más superficial hasta el fondo de la explotación (Fig. 4.8c). Las líneas de pie de banco (líneas punteadas de la Fig. 4.8d) se han añadido al último dibujo para visualizar mejor el pit proyectado.

c.- PASO 3



d.-

Fig. 4.8. Continuación

4.3.3.2. PERFORACIÓN Y VOLADURA

Se define como arranque a la fragmentación del macizo rocoso a un tamaño que pueda ser manipulado por el sistema posterior de carga y transporte. Como se puede realizar directa o mecánicamente o bien por medio de la voladura con explosivos es preciso definir el límite del arranque mecánico, también llamado límite de ripabilidad; éste es un concepto económico que separa el punto en que el arranque mecánico o directo es más barato que mediante el arranque por perforación y voladura.

Todo material es arrancable directamente, puesto que lo es el diamante, luego no es un límite técnico, sino económico, que se debe determinar para cada tipo de material en cada zona de roca diferenciada. Los condicionantes del arranque por voladura son:

- LA ROCA = El fin.
- LA GEOMETRÍA = La perforación del barreno.
- EL EXPLOSIVO = El medio.

4.3.3.2.1. LOS EXPLOSIVOS

Son el resultado de una mezcla de sustancias combustibles y oxidantes que iniciadas debidamente dan lugar a una reacción química muy rápida y exotérmica, la cual libera una energía cinética que se transmite por mecánica ondulatoria al medio rocoso adyacente. Ejemplo de la nagolita:

$$\underbrace{3NH_4NO_3}_{\text{oxidante}} + \underbrace{CH_2}_{\text{combustible}} \rightarrow\rightarrow\rightarrow \underbrace{2H_2O + CO_2 + 3N_2}_{\text{gases}} + \underbrace{940 \text{ cal/Kg}}_{\text{energía}}$$

La técnica de detonación se desarrolla en tres tiempos:

Detonación → Impacto

Reflexión → Tensión

Explosión → Reflexión

Los explosivos tienen realmente una baja energía y una enorme potencia por desarrollarse la reacción en un tiempo extremadamente pequeño (en milisegundos). De donde se puede deducir que, en principio, es un proceso enormemente ineficiente, que actualmente trata de mejorar su rendimiento a través del uso de explosivos de menor potencia.

La energía no aprovechada en el proceso de fragmentación y desplazamiento de la roca, en algunos casos superior al 85% de la desarrollada en la voladura, reduce la resistencia estructural de macizo rocoso fuera del ámbito de actuación teórica del corte. Se crean nuevas fracturas y planos de debilidad y las juntas, diaclasas y planos de estratificación, que inicialmente no eran críticas, al ser abiertas provocan una reducción de la cohesión del macizo. Esto se manifiesta en forma de sobreexcavación, dejando al macizo fracturado en un estado de colapso potencial.

A continuación se presenta algunos conceptos en cuanto a los tipos de explosivos y terminología usada relativa a dicho tema:

MATERIALES EXPLOSIVOS: Esto incluye explosivos, agentes de voladura y fulminantes. Este término incluye, pero no está limitado a dinamita y otros altos explosivos, explosivos acuosos, hidrogeles, emulsiones, agentes de voladura, pólvora negra, pólvora granulada, explosivos iniciadores, fulminantes, mecha de seguridad, cordón detonante, mecha rápida conectores.

EXPLOSIVOS: Cualquier compuesto químico, mezcla o dispositivo cuyo propósito común o primario sea de funcionar por explosión.

AGENTE DE VOLADURA: Un material explosivo que llena los requerimientos establecidos para una insensibilidad en su iniciación. Para su almacenaje, se define como cualquier material o mezcla de un combustible y un oxidante con la intención de explotar, en caso contrario, no será definido como explosivo; asumiendo que el producto terminado, mezclado para su uso o embarque no pueda ser detonado por un fulminante de prueba (#8 cuando éste no se encuentra confinado). Para su transportación, se define a un agente de voladura, como un material diseñado para explotar, el cual ha sido probado y se ha encontrado que es tan insensitivo que hay, muy pocas probabilidades de una iniciación accidental de una explosión o transición de deflagración a detonación.

FULMINANTE: Cualquier artefacto conteniendo cualquier tipo de iniciador o explosivo primario, que sea usado en la iniciación de una detonación. Un fulminante no debe contener más de 10 gramos de explosivos por peso excluyendo cargas de retardo, o ignición. Este término incluye pero no está limitado, a fulminantes eléctricos instantáneos o con retardo, fulminantes ordinarios para usarse con mecha de seguridad conectores de retardo para cordón detonante, fulminantes no-eléctricos instantáneos o con retardo que puedan usarse con cordón detonante, tubo de choque o cualquier otro dispositivo que reemplace los alambres de los fulminantes eléctricos.

CEBO: Una unidad, paquete, o cartucho de explosivos usado para iniciar otros explosivos o agentes de voladura y que contengan: Un fulminante; y, cordón detonante que esté unido a un fulminante diseñado para iniciar el cordón detonante.

BOOSTERS: Una carga explosiva usualmente de alta potencia y alta velocidad de detonación usada para incrementar la eficiencia del sistema de iniciación de la carga principal. Son productos a base de Pentrita y Trinitrotolueno, cuya mezcla se denomina Pentolita, tiene una velocidad de detonación de 7000 m/seg., y una densidad de 1,6 gr/cm^3.

POLVORÍN: Cualquier edificio, estructura o contenedor que no sea un edificio para la fabricación de explosivos. Aprobado para el almacenaje de explosivos. Estos edificios deben de estar alejados de otros polvorines, edificios habitables, carreteras, veredas, y vías para ferrocarriles de pasajeros; deben de estar alejados de encendedores, cerillos, llama abierta o cualquier otra fuente a menos de 50 pies del polvorín.

CORDÓN DETONANTE: Es un cordón flexible con un núcleo central de Pentrita (PENT), cubierto por una capa de fibras textiles y su parte externa de polietileno que permite el empleo en ambientes húmedos o bajo el agua. Se utiliza: como iniciador de todo tipo de explosivos comerciales, en la formación de líneas troncales de superficie y como ramales descendentes de cordón detonante en los barrenos en voladuras secundarias, ya sea en minería subterránea o a cielo abierto.

EMULSIÓN: Es más potente y resistente al agua en comparación con los hidrogeles. Es una mezcla de nitrato amónico con gas oil. Una emulsión es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro; tiene una velocidad de detonación de 4 Km/seg. La composición porcentual de la emulsión es: 75% AN + 6% FO + 18% Agua + 1% Emulsificante

Las ventajas de la emulsión son: Menor precio, excelente resistencia al agua, tiene una densidad de 1 a 1,45 gr/cm^3, elevadas velocidades de detonación de 4000 a 5000 m/seg, gran seguridad de fabricación y manipulación, posibilidad de mecanizar la carga y preparar mezclas con ANFO (Acrónico de: Ammonium Nitrate and Fuel Oil). Las desventajas de este explosivo es que requieren de estrictas condiciones de preparación, tiene gran alterabilidad por las bajas temperaturas, posibilidad de contaminación del producto durante la carga y un tiempo de almacenamiento limitado.

ANFO PESADO: Es una mezcla de emulsión base con ANFO (70% de emulsión a granel 3400 + 30% de ANFO). La fabricación es relativamente fácil, pues la matriz emulsión es preparada en una planta fija y transportada en un camión mezclador. Los beneficios al usar el ANFO pesado en una voladura son:

- Mayor energía.
- Sus características de sensibilidad son altas.
- Gran resistencia al agua.
- Posibilidad de efectuar cargas con variaciones de energía en el barreno.

RELEES DE MICRORETARDOS EN SUPERFICIE: Es un accesorio que intercalado en una línea de cordón detonante introduce un desfase de tiempo en la transmisión de la onda de detonación. Están constituidos por un elemento de microretardo con dos pequeñas cargas explosivas adosadas a sus lados y alojados en una vaina metálica. Varían entre 10 y 100 milisegundos (mseg); la utilización de estos elementos permite conseguir secuencias con un número ilimitado de intervalos de tiempo, pues incluso pueden colocarse más de uno en serie dentro del mismo ramal de cordón entre cada dos barrenos.

CARGA ESPECÍFICA (Kg/m^3): Cantidad de explosivo utilizado por metro cúbico de roca volada.

MECHA LENTA O MECHA DE SEGURIDAD: Un cordón flexible, conteniendo un medio interno que se quema por el cual fuego a llama es transmitido con una continua y relativa velocidad uniforme desde el punto de ignición hasta el punto de uso, usualmente un fulminante; está fabricada por un núcleo de pólvora rodeada de varias capas de hilados y materiales impermeabilizantes resistentes a la abrasión, a la humedad y a los esfuerzos mecánicos. El tiempo de combustión es normalmente de 2 minutos por metro, con una tolerancia del 10%.

Malla de perforación	Rectangular
Longitud entre barrenos	3 m
Piedra	1.5 m
Sobreperforación	1 m
Longitud de barreno	10 m
Inclinación de barrenos	10º
Carga de fondo	Pentolita
Carga de columna	ANFO
Diámetro broca	4”
Retacado	2,5 m
Consumo explosivo	131,43 gr/ton
Cantidad de barrenos por cada m^2	0,10 b/m^2

Tabla 4.4. Parámetros de perforación y voladura

4.3.3.2.2. GEOMETRÍA DE BARRENOS

La voladura es la fragmentación de un macizo rocoso a través de la liberación de la energía química contenida en un explosivo, en un lugar y en una cantidad adecuados, limitando tanto el costo, como la fragmentación, la proyección, las vibraciones y el ruido. Por tanto la distribución espacial del explosivo en el interior del macizo rocoso a fragmentar es fundamental para conseguir los objetivos señalados. Además de la utilización del explosivo adecuado para la consecución de los fines señalados en la operación y organización de una voladura se requieren algunos accesorios para su correcta realización, que nos permitirán la mecanización de una operación minera que debe partir del principio organizativo de mayores voladuras y menos veces. Si es posible tan solo una voladura a la semana en lugar de volar todos los días.

Con la finalidad de minimizar las vibraciones durante las voladuras, éstas se controlan mediante los microretardos de 35 milisegundos, de esta manera generará una secuencia de ondas más largo pero de menor amplitud; los ruidos y vibraciones producidos por las voladuras, son causa de conflictos permanentes con los habitantes próximos a las explotaciones; para solucionar estos problemas es preciso un estudio adecuado de los responsables de las voladuras con el fin de reducir los niveles de las perturbaciones a un costo razonable. Teniendo la malla preparada con los barrenos ya perforados y listos para cargar, se procede a llenarlos con explosivo, así se divide en tres partes fundamentales al barreno, de acuerdo al tipo de explosivo usado y para qué se lo usa:

A. **CARGA DE FONDO:** Booster (Pentolita) y emulsión encartuchada Apex Ultra Emul (pesa 2,9 Kg cada uno). Durante la estación de verano se recomienda ANFO Aluminizado al 10% como carga de fondo que es de menor costo que los hidrogeles y emulsiones.

B. **CARGA DE COLUMNA:** Se recomienda ANFO pesado. Si en los barrenos existen grietas, se recomienda colocar la emulsión en fundas plásticas para evitar que se expanda por la grieta.

C. RETACADO: Consiste en arena seca o detritus que se coloca en la parte superior del barreno; la finalidad del retacado es evitar que los gases de la explosión salgan por la parte superior y logra así que se desarrolle totalmente la explosión; además, se evitan las peligrosas proyecciones de material rocoso. En la cantera se usa un taco de 2 m atrás y de 3 m adelante con respecto al frente del banco, para así evitar las proyecciones.

Se utilizan brocas de 4” de diámetro, la malla de perforación es de mínimo 3 filas de 10 barrenos cada una en una malla de 3 x 3 metros. La longitud del barreno es de 10 metros en total con una sobreperforación de 1 metro. El barreno es cargado con ANFO (50 Kg de nitrato por cada galón de diesel) como carga de columna y pentolita (2 por cada barreno) como carga de fondo, el retacado es de 2.5 metros y se lo realiza con el detrito producto de la perforación. Se recomienda microretardos por cada fila de barrenos.

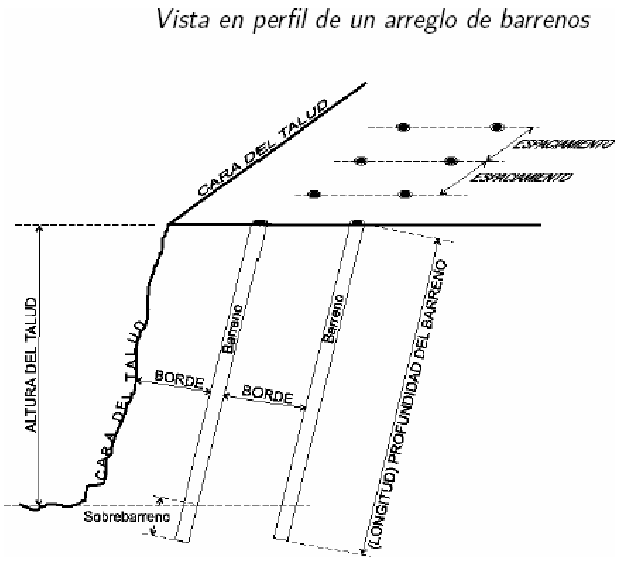


Fig. 4.9. Esquema de disposición de barrenos en un banco

4.3.3.2.2.1. VOLADURAS DE CONTORNO

Son aquellas voladuras en las que se realizan de manera técnica, el control de las voladuras en los taludes finales de explotación puede reportar las siguientes ventajas:

- Elevación del ángulo del talud, consiguiéndose un incremento de las reservas recuperables o una disminución del ratio de desmonte estéril/mineral.
- Reducción del riesgo de desprendimientos parciales del talud, minimizando la necesidad de bermas anchas y con una repercusión positiva sobre la

productividad y seguridad en los trabajos de explotación.

- Menor dilución del mineral con estéril en las zonas de contacto.

Los mecanismos responsables de los fenómenos de sobreexcavación y fracturación del macizo rocoso están estrechamente ligados a los mecanismos de rotura de la roca.

Una carga que llena completamente un barreno crea, durante la detonación del explosivo y en la proximidad de la carga, una zona en la que la resistencia dinámica a la compresión es ampliamente superada por la onda de choque y la roca es triturada y pulverizada; fuera de esa zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan un esquema de grietas radiales alrededor de todo el barreno.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas las direcciones hasta que, por colisión de las dos ondas de choque en el punto medio entre barrenos, se producen unos esfuerzos de tracción complementarios y perpendiculares al plano axial. Las tracciones en dicho plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo, en la dirección del corte proyectado, la propagación de las grietas radiales.

Posteriormente, la extensión de las grietas se produce bajo la acción de cuña de los gases de explosión que las invaden y se infiltran en ellas; la propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de los gases, permiten obtener un plano de fractura de acuerdo con el corte diseñado.

La presión de los gases es el elemento clave en la ejecución de una voladura de contorno, por ello deberá mantenerse hasta que se complete la unión de las grietas que parten de barrenos adyacentes, lo que se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape de los gases a la atmósfera.

Puede pues, concluirse que el mecanismo de una voladura de contorno comprende dos fenómenos distintos, uno derivado de la acción de la onda de choque y otro de la acción de los gases de explosión, pero que entre ambos se guarda un nexo causal.

4.3.3.2.2.2. GEOMETRÍA DE PERFORACIÓN

La perforación se basa en el principio de la percusión y el giro continuo de un barreno, de tal manera que cada giro produce un corte en la roca en diferente posición. El resultado final será la perforación de un taladro, cuyo diámetro será igual al diámetro máximo del filo cortante. Su propósito es abrir en la roca, huecos cilíndricos llamados taladros o barrenos, que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior.

Para las operaciones de perforación es necesaria una perforadora de características excelentes y de tecnología fiable; la tarea de perforación es realizada por una unidad rotopercutiva en cabeza. Para evitar posibles roturas de los acoples, de la boca o de las varillas se procede a engrasarlas, ya que las temperaturas son altas debido a las presiones que genera (800 PSI), esta grasa es especial pues, soporta temperaturas de hasta 500 °F; la longitud de cada varilla es de 3.6 metros y son cuatro varillas que transporta la perforadora. El taladro de la perforadora es del tipo YH80; la broca de la perforadora es de 4” de diámetro.

Todos los barrenos están esquematizados en un plano a escala conteniendo los parámetros de perforación como diámetro de los barrenos, separación entre ellos y separación entre filas, profundidad de perforación, etc., que serán replanteados en el terreno según lo calculado, para obtener buenos resultados de voladura, disponiéndolos en la plataforma de trabajo, en forma de una sola fila o de hileras múltiples, con secuencia de detonación con microretardos; encaminando así la salida del disparo a lograr un amontonamiento y fragmentación convenientes al equipo de carga. La malla utilizada es de forma rectangular y la iniciación se realiza generalmente en V, o línea a línea, dependiendo si se tienen dos frentes o solo uno, respectivamente. La inclinación de los barrenos es aproximadamente 10° con respecto a la vertical y dirigidos su buzamiento hacia el frente próximo del banco.

También debe existir perforación de precorte, que sirve para evitar lo más posible que la cresta del banco de atrás del banco a volar se dañe. Se la hace con una perforación cada 2 m e inclinadas 30° con respecto al eje vertical. La longitud de la malla hace que se produzca una mayor o menor fractura de la roca, las dimensiones de la malla se hace en relación con el tipo de roca y el diámetro de los barrenos: a mayor diámetro de cada barreno, mayor serán las longitudes de la malla. Al realizar las perforaciones no siempre en el terreno se puede lograr exactamente como se plantea teóricamente en un papel por presencia de fallas o grietas, pero se puede tolerar un radio de 50 cm aproximadamente de la perforación teórica a la perforación realizada en el terreno.

Con la finalidad de minimizar las vibraciones durante las voladuras, éstas se controlan mediante los microretardos de 75 milisegundos, de esta manera generará una secuencia de ondas más larga pero de menor amplitud; los ruidos y vibraciones producidos por las voladuras, son causa de conflictos permanentes con los habitantes próximos a las explotaciones; para solucionar estos problemas es preciso un estudio adecuado de los responsables de las voladuras con el fin de reducir los niveles de las perturbaciones a un costo razonable.

Las investigaciones en el campo de las voladuras de contorno se dirigen hacia el diseño de las “cargas de fisuración controlada”. Las ventajas de éstas técnicas son:

- Conservación de la integridad estructural y resistente, de la roca remanente.
- Mejor adaptación del hueco excavado a las dimensiones del perfil proyectado.
- Menor consumo de explosivo por unidad de superficie recortada.
- Mayor espaciamiento de barrenos y, por tanto, menores necesidades de perforación.

La técnica que está en desarrollo es “barrenos con entalladuras”, que consisten en abrir unas grietas en forma de cuña y diametralmente opuestas a lo largo de los barrenos, con el fin de dirigir la fracturación originada por la presión de los gases, aprovechando la concentración de tensiones en los extremos de dichas entalladuras. Con ésta técnica se han obtenido excelentes resultados, llegando a reducciones del consumo de explosivo entre un 20 y 50% del utilizado normalmente.

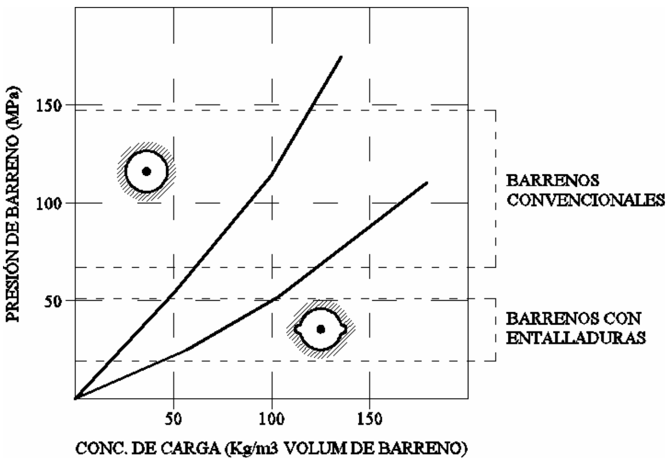


Fig. 4.10. Mejora del rendimiento de las cargas de los barrenos con entalladura (Bjarnholt y otros)

Para la ejecución material de las entalladuras se utilizan accesorios especiales de perforación:

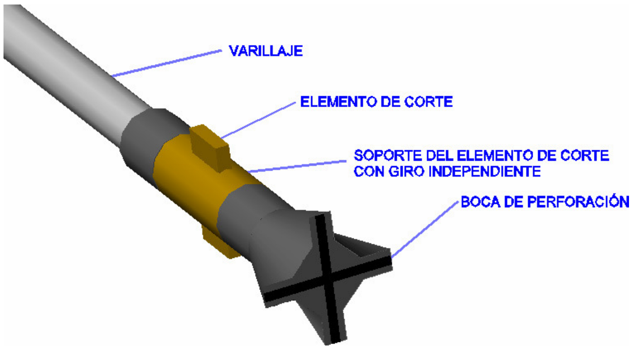


Fig. 4.11. Accesorios de perforación para la creación de entalladuras en los barrenos de contorno

4.3.3.2.2.3. SECUENCIAS DE ENCENDIDO

El grupo de variables controlables es el constituido por las secuencias de encendido y los tiempos de retardo entre las cargas de una voladura. Los esquemas nominales de perforación con una piedra (distancia entre la primera fila y la cresta de un banco) "B" y espaciamiento entre barrenos "S" se modifican radicalmente con la secuencia de iniciación, pasando a otros valores denominados "efectivos". Las variables indicadas no sólo influyen sobre la fragmentación, sino incluso sobre otros aspectos básicos como el desplazamiento y esponjamiento de la roca, sobreexcavación e intensidad de las vibraciones. Así pues, el pequeño coste que supone emplear secuencias de iniciación más complejas se ve compensado sobradamente con las mejoras globales de la economía de la operación.

Para una condiciones constantes de altura de banco, consumo específico de explosivo, tipo de roca y diámetro de los barrenos, en una voladura en banco de una sola fila, si las cargas se disparan instantáneamente, la relación S/B óptima en desplazamiento y fragmentación, en rocas fracturadas y fragmentación media, la relación S/B sería de 1.25. Tal valor se lo considera pues se debe tener en cuenta la diferencia entre valores nominales (teóricos) y valores efectivos.

VOLADURAS CON UN FRENTE LIBRE: Las voladuras de este tipo deben de seguirse los siguientes criterios:

- Cada carga debe disponer de una cara libre en el momento de detonar.
- La relación "S_C/B_C" debe estar comprendida entre 4 y 7.
- Los barrenos deben estar dispuestos al tresbolillo, con un grado de equilibrio v/w ≈ 1.

- Las filas con el mismo retardo deben formar un ángulo θ entre 120º y 140º.
- El ángulo β que forma la dirección principal del movimiento de roca con los nuevos frentes libres, deben ser lo mayor posible para evitar las roturas por desgarre en los taludes.

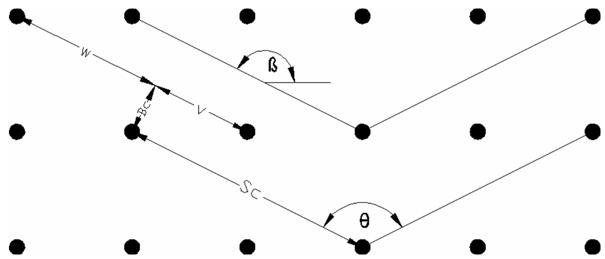


Fig. 4.12. Variables a ser tomadas en cuenta al momento de diseñar una secuencia de encendido

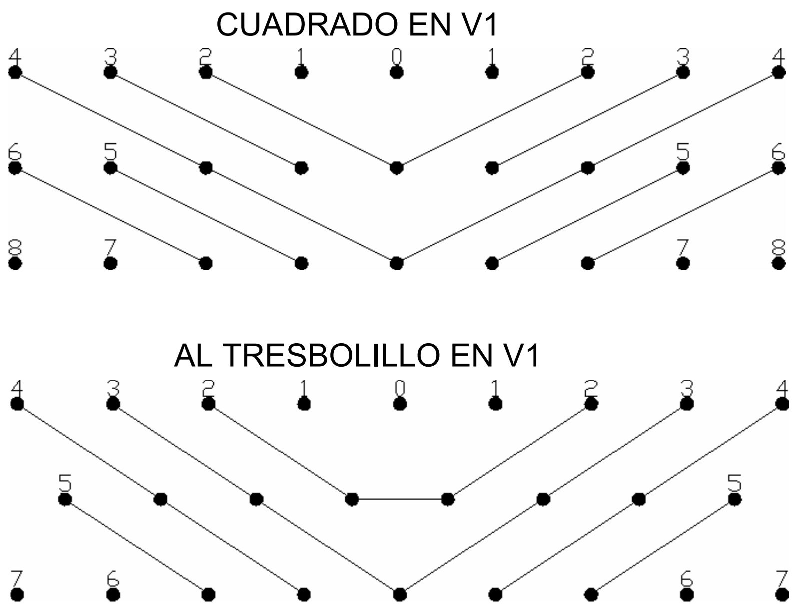


Fig. 4.13. Secuencias de encendido (Hagan, 1975)

En la Fig. 4.13 se indican diferentes secuencias de encendido para una misma malla preestablecida de 3 x 3 metros en voladuras múltiples con esquemas cuadrados y al tresbolillo respectivamente (Hagan, 1975).

VOLADURAS CON DOS FRENTES: La voladura con dos frentes libres es la configuración geomecánica más frecuente en minería; los planos de los taludes forman entre si ángulos que oscilan entre 90º y 150º. En general, todas las cargas disponen de una adecuada cara libre, por lo que los desplazamientos suelen ser bastante grandes.

Al contrario que en las voladuras con un frente libre, los barrenos pueden ser perforados en aquellas posiciones que proporcionen valores óptimos de “S_C/B_C” y “v/w”. Esto se consigue con un cierto desfase o desplazamiento lateral de las filas de barrenos (Fig. 4.14).

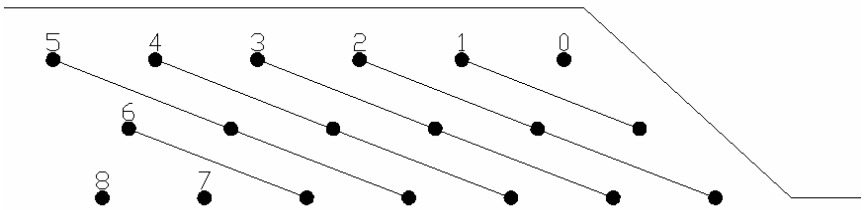


Fig. 4.14. Desfase relativo entre filas

A continuación se muestra las curvas correspondientes a los valores "S_C/B_C = 4, 6 y 8", a partir de los cuales se determinan las relaciones "S/B" de los esquemas que representan un grado de equilibrio aceptable "v/w = 0.85 a 1.15" (Fig. 4.15).

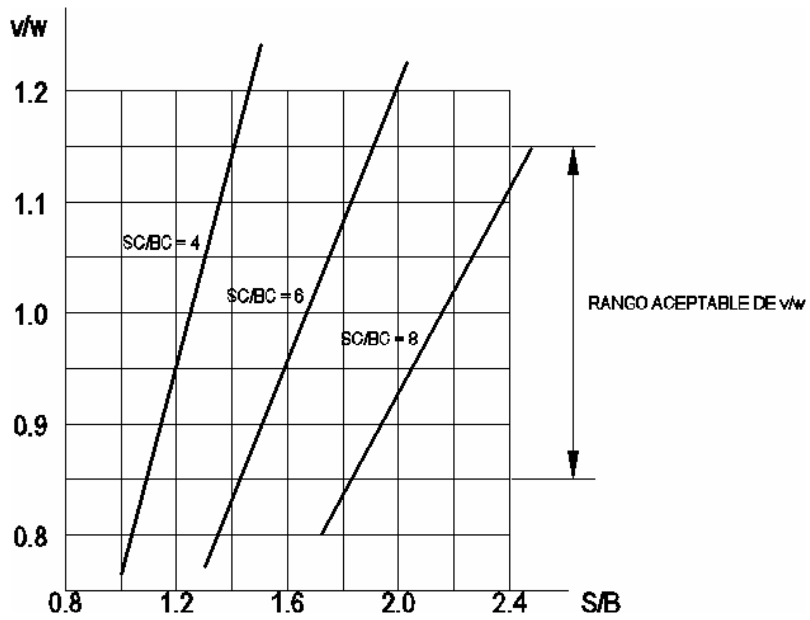


Fig. 4.15. Relaciones geométricas de los esquemas rectangulares en "V" con dos frentes.

4.3.3.3. MAQUINARIA Y EQUIPOS

La carga y el transporte del material arrancado en la cantera se realiza con la siguiente maquinaria (Foto 4.1):

EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD
Cargadora	Caterpillar	966 G	Cuchara 4,6 m^3
Excavadora	Caterpillar	330 DL	Cucharón 2,3 m^3
Volqueta	Mack	KERAX	15 m^3
Volqueta	Mack	KERAX	15 m^3
Volqueta	Mack	RD688SX	15 m^3
Perforadora	Ingersoll Rand	ECM590	
Motoniveladora	Caterpillar	120G	Ancho hoja 3,7 m
Cargadora	Caterpillar	988B	Cuchara 6,6 m^3
Camión	Mack	DM686S	10 m^3

Tabla 4.5. Maquinaria usada en la Cantera

Foto 4.1. Labores de transporte de material

Dentro de la gran variedad de técnicas o sistemas para llevar a cabo el arranque y la carga por medios discontinuos y una vez establecido el procedimiento convencional de arranque, que es la voladura con explosivos, ya estudiada en los temas anteriores, debemos destacar los siguientes equipos o máquinas.

A. Tractores

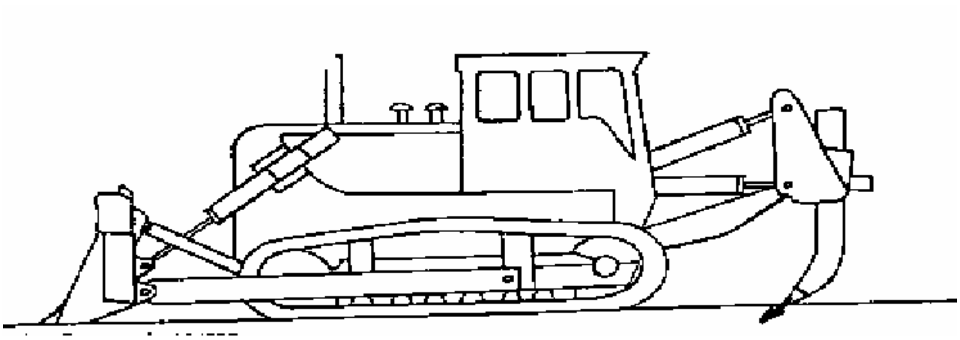


Fig. 4.16. Tractor

Son unos equipos de una gran versatilidad, con campos de actuación en todas las fases de la operación minera, que van desde servicios auxiliares hasta los equipos de producción en el arranque (escarificado) y en el transporte (empuje). El sistema de traslación para las operaciones de ripado y arranque es sobre orugas, y como elementos de trabajo disponen, además de la pala de empuje, de un escarificador o riper, que es una herramienta en forma de reja de arado, situada en la parte posterior y de una hoja para el empuje de los materiales ya fragmentados.

Su accionamiento principal es por motor diesel con potencias que llegan hasta los 600 kW en varios tamaños, siendo los mayores los normales en minería a cielo abierto; sobre el riper se ejercen dos acciones básicas, una de presión hacia abajo para penetrar en la roca y otra de traslación para desgarrarla, unidas al movimiento circular oscilante que el diseño articulado de la herramienta permite.

Muy recientemente, se ha desarrollado un nuevo riper dotado de un movimiento vibratorio, que actúa como un martillo hidráulico de impactos, que hace posible bien la excavación de las rocas de mayor dureza y resistencia o bien superar cambios de la resistencia de la roca, o mejor aumentar la producción horaria en rocas ripables.

Éstas no son más que algunas de las múltiples funciones que dichas máquinas desarrollan en una explotación. Otros trabajos que realizan los tractores podemos resumirlos en:

- **Ejecución de rampas y caminos**; bien tras una prevoladura de la zona o si es posible ripándola. La función de explanación es previa a la utilización de cualquier otra máquina que lo termine o que realice un mejor acabado.

- **Arreglo de la zona de carga**. Es normal el mantener un tractor con riper al lado de la pala excavadora o cargadora, de tal modo que ésta no emplee tiempo en recoger o preparar el tajo, así como limpiando el acceso a la misma de los vehículos de transporte. Para esta función son muy útiles los tractores sobre neumáticos ya que el arreglo de la zona es más perfecto. Sin embargo para el arranque de alguna pata o pata es preferible el tractor sobre orugas con riper trasero, que también será necesario para ayudar en la carga del material por la pala cargadora.
- **Arreglo previo del camino**. Bien por baches de cierta envergadura, bien por caída de materiales de cierta importancia, es necesario el uso del tractor antes de pasar la motoniveladora. Asimismo cuando sea necesario desviar el camino por una zona que previamente ha sido arrancada, debe utilizarse el tractor antes de cualquier otro elemento para conseguir precisamente que el trabajo de la motoniveladora sea más perfecto. Para este servicio es preferible el tractor de neumáticos.
- **Arreglo de los vacíes**. Es tendencia habitual que la altura del vacíe sea lo mayor posible para tener así una gran reserva de

espacio donde descargar. Sin embargo esa altura supone un cierto peligro para el vaciado de los vehículos, peligro que disminuye con el empleo de un tractor, de tal modo que el vehículo no descargue directamente en el borde, sino que deje montones que serán empujados posteriormente por el buldózer. Otro sistema es dividir el talud del vacíe en varias terrazas, disminuyéndole el ángulo del mismo y disminuyéndole el ángulo del mismo y la altura del vaciado, con lo que también desaparece en gran parte el peligro de zonas de rotura o inestabilidad en los bordes. En este segundo modo de llevar el vacíe es todavía más necesario el tractor. Es práctico emplear compactadores de alta velocidad equipados con una hoja de empuje, realizando así el compactado y arreglo del vacíe conjuntamente.

- **Empuje de materiales**. En algunas explotaciones las máquinas de carga están en niveles fijos y ciertas zonas entre niveles de carga están subdivididas, bien por las rampas de acceso, bien por niveles intermedios. En otros casos ciertos disparos necesitan ser empujados hacia la zona de carga y ello debe ser efectuado por un tractor. Así mismo cuando se emplea el transporte por ferrocarril es necesario, en ocasiones, acercar el material a la excavadora por no alcanzar ésta, o bien al material o bien al vagón.

- **Arrastre de vehículos**. En casos de averías o paradas es preciso eliminar rápidamente del circuito algún vehículo, para lo que puede emplearse bien la grúa o un tractor con cable de arrastre. También se emplean para desplazar los patines que soportan los cables de alimentación de los equipos, existen otros patines que además de servir como un medio de transporte rápido del cable, sirven como punta de conexión en la necesidad de alargar el cable al avanzar la explotación.
- **Ejecución de bordes o bordillos de protección**. Bien en rampas de acceso a los diferentes niveles, bien en zonas de acumulación de aguas, para impedir el paso de éstas hacia las áreas de transporte.
- **Varias tareas**, como: apertura y relleno de zanjas, ejecución de explanaciones sobre rellenos, limpieza de broza y árboles, quita nieves, apilado del mineral, etc.

B. Palas cargadoras

Las palas cargadoras son unidades sobre neumático en general a veces con cadenas, dotadas de un cucharón en su parte delantera y articuladas en su centro de giro. Son equipos muy móviles, versátiles y utilizados en las funciones de carga y transporte fundamentalmente, tanto en las obras públicas como en la minería de cielo abierto y de interior, usando en este último caso un bajo perfil y un equipo de captación de los gases. Las características generales de diseño son:

- Chasis articulado (en modelos de ruedas)
- Accionamiento diesel, o diesel-eléctrico y potencias de hasta unos 1.000 KW.
- Cubas con capacidades entre los 2 y 20 metros cúbicos

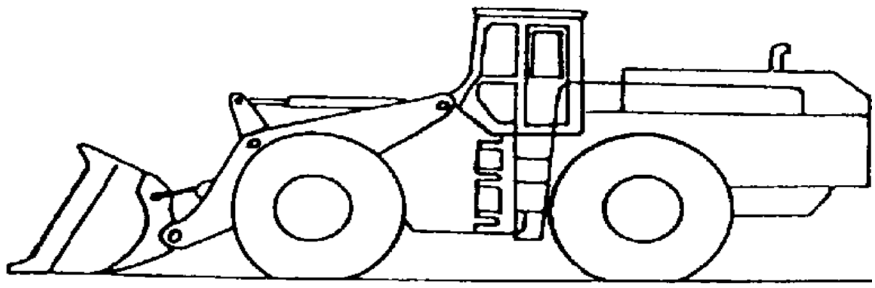


Fig. 4.17. Pala cargadora

Compiten con las excavadoras descritas en los apartados anteriores en base a su mayor rapidez, movilidad y por su gran versatilidad, aunque su capacidad de arranque o penetración es más limitada, utilizándose en las formaciones menos consolidadas o pilas de material suelto, pero en el caso de carga de material volado requieren la ayuda de un tractor empujador, para suplir su debilidad estructural para arrancar, ya que básicamente son cargadoras. Su capacidad de arranque depende fundamentalmente de la velocidad con que se desplaza la máquina, del diseño de la cinemática del equipo de carga y de las dimensiones del cazo, todo lo cual conlleva un mayor consumo energético por unidad producida.

En general no tienen otro inconveniente que su debilidad de arranque y un mayor coste por tonelada cargada con relación a las excavadoras por su mayor consumo energético y de neumáticos, pero con la ventaja de una menor inversión de capital a costa de una menor vida. Aun cuando se introdujeron hace unos cuarenta años en la minería a cielo abierto han logrado poco a poco entrar también la minería subterránea con alguna modificación de perfil y con captación catalítica de los gases de escape, al tiempo que requieren una ventilación mayor en el tajo.

C. Volquetes

Las razones del éxito de los volquetes en la Minería a Cielo Abierto está en sus principales Ventajas (Adaptabilidad al perfil del camino, Selectividad minera por unidades, Infraestructura fácil) que según el desarrollo tecnológico de los motores, aceros, neumáticos y transmisiones han permitido un crecimiento espectacular de sus dimensiones y que lo han separado y caracterizado por su tamaño de los camiones utilizados en la construcción y las obras públicas cuya capacidad de transporte del volquete son importantes. Las partes principales y básicas de un volquete son:

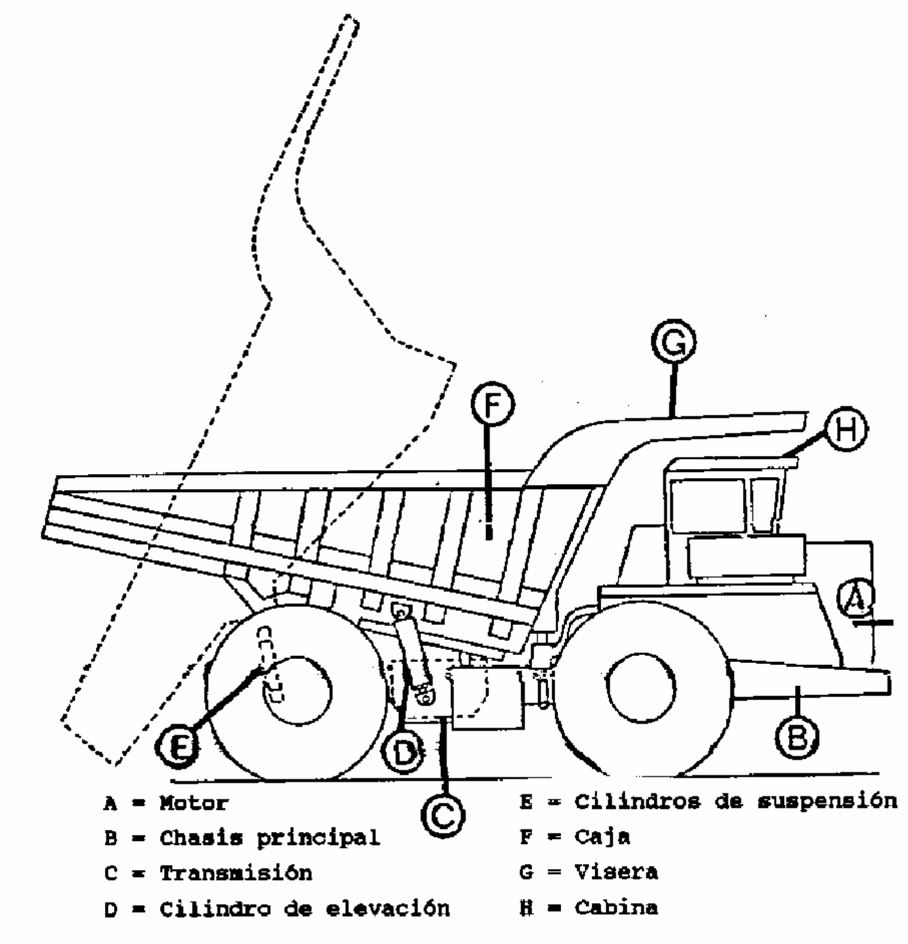


Fig. 4.18. Volquete

Las partes principales y básicas de un volquete son:

Motores: En general son motores Diesel turbo-alimentados y se necesitan aproximadamente unos 10 HP de potencia por cada tonelada de capacidad a transportar; para una carga de 85 ton se necesitan unos 850 HP, que pueden ser conseguidos y transmitidos a través de las siguientes alternativas:

- Motor Diesel y transmisión mecánica
- Turbina de gas o reactor con transmisión hidráulica
- Motor Diesel y transmisión eléctrica.
- Motor Diesel y eléctricos con pantógrafo

Ejes: Con dos o tres ejes, siendo más mineros los de dos ejes por tener mejor operatividad y radio de giro en curvas y menor problema de mantenimiento.

Transmisiones: Pueden ser (Fig.4.19):

- Mecánica – convencional por caja de cambio al eje trasero o a los dos ejes, lo que es más normal en la minería subterránea y en pequeñas canteras con escaso diseño y calidad de las pistas.
- Hidráulica – convertidor de par variable combinado con la transmisión mecánica.

- Eléctrica – generador acoplado al motor Diesel – control – motores eléctricos en eje trasero.
- Hidráulica – Hidrostática, poco empleada en el cielo abierto, pero muy popular en la minería de interior de grandes cámaras hasta la trituradora, o para subir rampas a diferentes niveles de extracción.

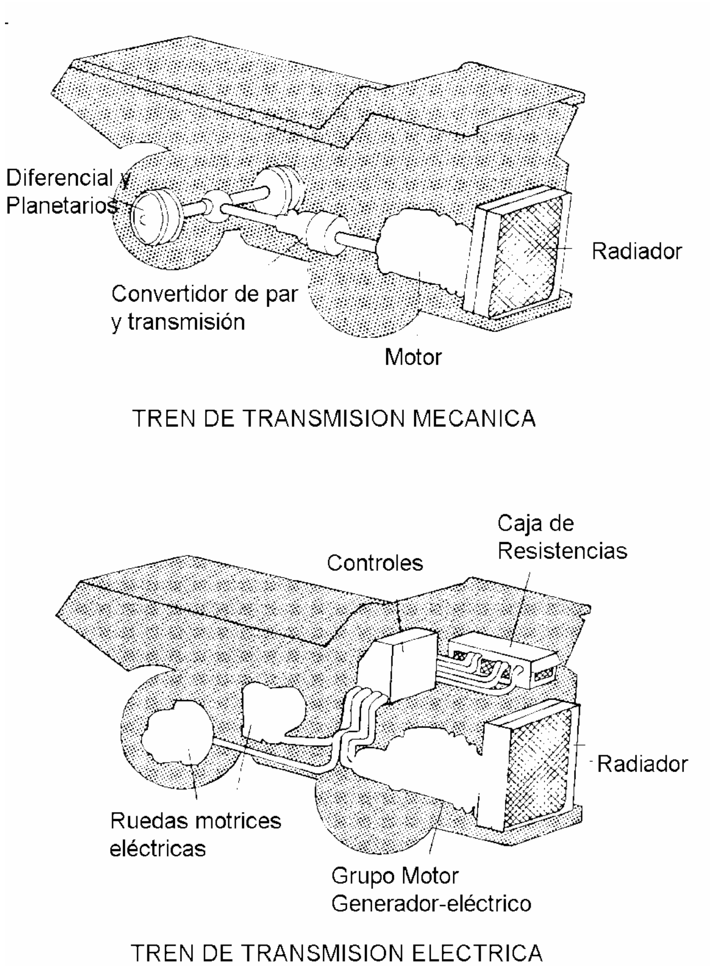


Fig. 4.19. Tipos de transmisión en un volquete

Neumáticos: Son especialmente construidos para los vehículos fuera de carretera y casi todas las marcas tienen una denominación especial para elegirlos en función del índice TMH que viene de multiplicar el tonelaje sobre el neumático por la velocidad media de transporte. Es una especificación muy precisa en la elección del tipo de neumático, llanta y dibujo. Viene a ser uno de los mayores costes operativos unitario de desgaste.

Caja: Se ha impuesto actualmente la forma de cuchara y accionamiento por cilindros hidráulicos. Tiene un doble fondo calentado por los gases de escape para impedir la pegajosidad del material arcilloso en la caja. El espesor de la chapa especial es de 19 mm y con un acero de alta resistencia de hasta 7000 Kg/cm^2.

Calidad del acero: En la mayoría de las partes esenciales como chasis, caja y órganos de desgaste se utiliza un acero especial tipo T1 equivalente a 100.000 psi = 7000 kg/cm^2 con características de alta resistencia al desgaste y a la corrosión.

Otras características:

- Los frenos de discos múltiples y refrigerados con aceite.

- El montaje modular de los componentes para su rápida sustitución
- La conducción asistida y la suspensión oleoneumática con nitrógeno.

D. Motoniveladoras

Esta máquina automotora tiene por misión principal la nivelación y afinado del terreno, pudiendo para ello ripar, excavar y transportar el material, en pequeñas cantidades. El elemento principal de trabajo es una hoja recta de perfil curvo, cuya longitud determina el modelo y potencia de la máquina.

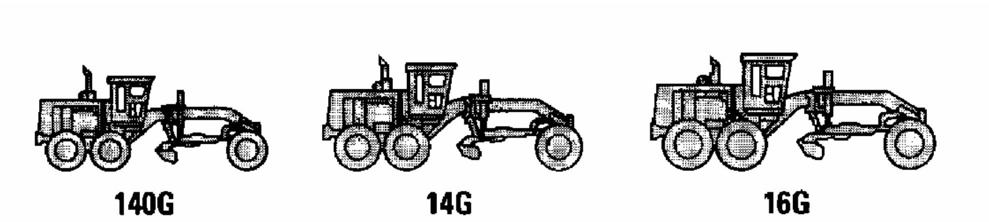


Fig. 4.20. Motoniveladoras

En el plano horizontal la hoja puede formar cualquier ángulo con el eje longitudinal de la máquina y además puede inclinar se con relación al plano horizontal hasta quedar en posición vertical. Además de la hoja puede llevar otros aparejos como escarificador, delantero o trasero, pala de empuje, estabilizadores de hoja, caja emparejadora, rodillo, etc., pero en minería son infrecuentes. Los trabajos que pueden realizarse con esta máquina son:

- **Excavación;** ejecución de regatas, desagües, reposadores.
- **Nivelación, explanación, distribución y afinado**. Se requieren una serie de pasadas para cada faceta, variando el ángulo horizontal desde 50º para la nivelación hasta 90º para el afinado que no suele llevar más de 2 pasadas. El ángulo de incidencia de la hoja con el terreno debe ser próximo a los 90º.
- **Desplazamiento de tierras, fangos y lodos** de áreas de trabajo e incluso de empuje en vertederos.
- **Descortezado en zonas cubiertas por broza** o arbustos pequeños. De todas formas para este trabajo se requieren niveladoras de gran potencia, que cada día son más habituales en minería.
- **Limpieza de las cunetas de las carreteras o caminos**. No tan sólo puede construir las cunetas o regatas, sino que por darles una forma adecuada, puede luego limpiarlas debidamente, acumulando los lodos o materiales en una zona de más fácil carga.
- **Mezclado y puesta en obra del material que sirve de firme a la carretera**. En ciertas explotaciones en que el firme no es

suficientemente compactable se emplea con éxito una capa de material adecuado, grava, material calizo homogeneizado, escoria, etc. Para su distribución por la pista, interrumpiendo el trafico lo menos posible, es muy útil la niveladora.

- **Conservación permanente de las pistas de circulación**. Esta es la función más importante ya que el efecto que causa sobre la circulación es enormemente beneficioso por las siguientes causas:
  - Mayor velocidad de los vehículos y por ello menor número de unidades.
  - Menor consumo de combustible.
  - Mayor vida de la suspensión e incluso reducción de la misma.
  - Mayor vida de los neumáticos.
  - Mejor distribución del riego y por tanto menor polvo.
  - Mayor seguridad en el trabajo.
  - Mejor conservación de la carretera o pista por eliminación de las aguas al efectuar cunetas y forma curva fuera del piso.

Debe insistirse que para conseguir estos resultados es preciso el empleo permanente de la máquina, aunque tan sólo sean dos o tres horas al día, preferible a la revisión cada tantos días o tras un período largo de lluvias; como regla de tipo práctico, se considera que debe disponerse de una de estas unidades por cada 30.000 Ton/Km/día. Así como en la mayoría de la maquinaria minera, la producción se expresa en metros cúbicos o toneladas, debido a que son máquinas cuya misión principal es el movimiento o manipulación de grandes volúmenes, sin embargo en las motoniveladoras interesan los metros cuadrados o lineales, ya que su principal cometido es nivelar con muy poco movimiento de material.

E. Camión minero para riego

Es muy normal que en las explotaciones a cielo abierto el polvo sea el enemigo número uno del tráfico, debido principalmente al tipo de piso de la pista, a la densidad de circulación pesada, y a la acción del viento y de la temperatura. Se han pensado muchas soluciones para luchar contra ello, desde asfaltar aquellas zonas en que los trabajos están terminados hasta, una simple manga de riego. Ambos extremos no son frecuentes, ambos por su elevado costo, el primero por el enorme firme que requiere dado el tonelaje a soportar y la carga por eje, y el segundo por la cantidad de personal y las instalaciones de tuberías que necesitaría.

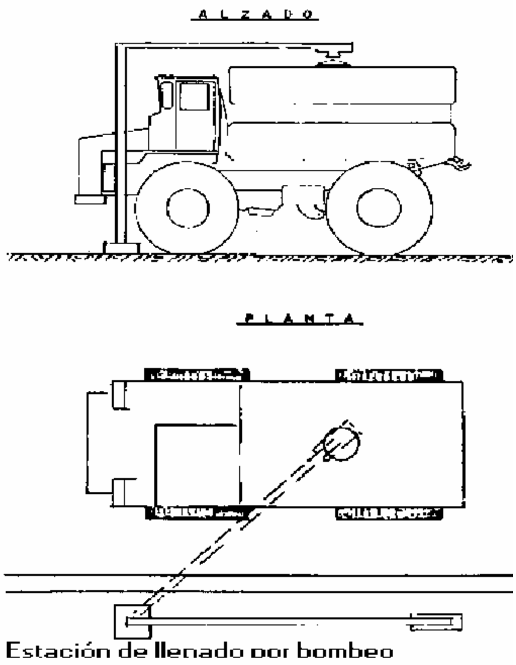


Fig. 4.21. Camión para riego

La solución más generalizada es la utilización de camiones de riego, bien simplemente con agua o de soluciones ligeramente asfálticas o con productos emulsionantes más o menos complicados. Una solución que parece haber dado resultado es la de sulfonato de lignina y otra es el empleo de aceites viejos de la maquinaria extendido en forma muy rociada. De cualquier forma el empleo del agua es la más generalizada y también lo es usar para ello algún volquete amortizado o alguna mototraila preparando adecuadamente la caja y disponiendo de una bomba en que la presión sea siempre constante y al menos superior a los 4 Kg/cm; puede emplearse el sistema hidráulico de 2 los cilindros de vuelco para obtener una presión más elevada a través de motores hidráulicos que accionan bombas de alta presión.

En algunas minas el camión de riego se emplea no solo en el mantenimiento de las pistas, sino incluso en el riego del material que va a ser cargado evitando así el polvo que se produce durante la carga, y en el caso de añadir tensoactivos al agua de riego se puede llegar a eliminar parte del polvo producido durante la manipulación en las primeras fases del proceso, siempre que no afecte al proceso de beneficio del mineral.

F. Excavadoras hidráulicas

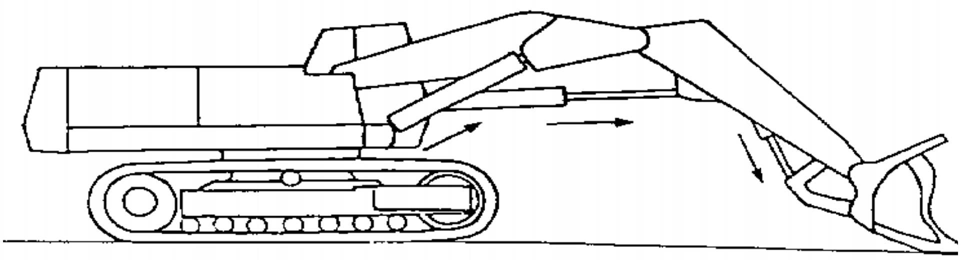


Fig. 4.22. Excavadora hidráulica

Son equipos que han alcanzado un rápido desarrollo en los últimos treinta años, aplicados inicialmente en las obras públicas como las retroexcavadoras, e introduciéndose luego en la minería con los sistemas de carga frontales y con unos tamaños en progresivo aumento. Sus características básicas son:

- Accionamiento diesel o electrohidráulico, con potencias de hasta 1.800 kW.
- Sistemas de arranque y carga, frontal o retro.
- Montaje sobre orugas.
- Superestructura con giro completo y diseño compacto.

Su campo de aplicación como equipo de arranque directo, permite la realización de excavaciones de obras de drenaje, trincheras, etc., para tamaños pequeños, y los equipos mayores, con carga frontal, pueden desempeñar funciones de arranque y carga sobre volquetes o sobre las instalaciones de trituración y transporte continuo, siendo un buen suplemento en la gran minería como sustitutivas de las excavadoras por su mayor movilidad y selectividad; las excavadoras hidráulicas presentan la ventaja adicional de disponer de un tercer movimiento del cazo que las dota de una mayor versatilidad y capacidad de arranque de las rocas, al penetrar en estas aprovechando los planos de debilidad, lo cual les permite una mayor selectividad para separar la roca útil del estéril (Fig. 4.23).

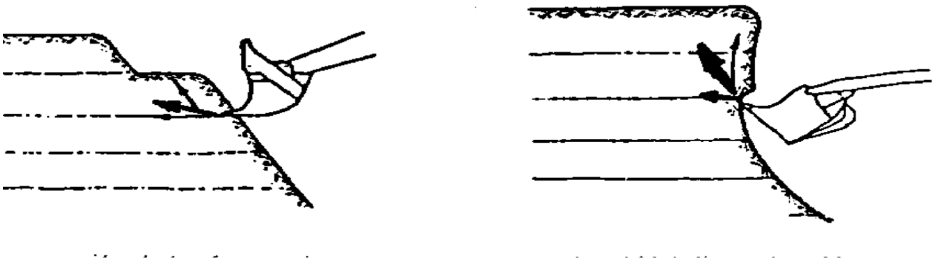


Fig. 4.23. Acción de corte y arranque de los dos tipos de excavadoras

4.3.3.4. VÍAS DE TRANSPORTE

El transporte del material desde la zona de explotación hacia la planta de trituración primaria, se lo debe realizar por las vías que se muestran en la Fig. 4.24, algunas de ellas van avanzando con los trabajos de explotación de los bloques; las pendientes de las vías no debe exceder del 10 %, estas pueden ser hechas con el material de cobertura.

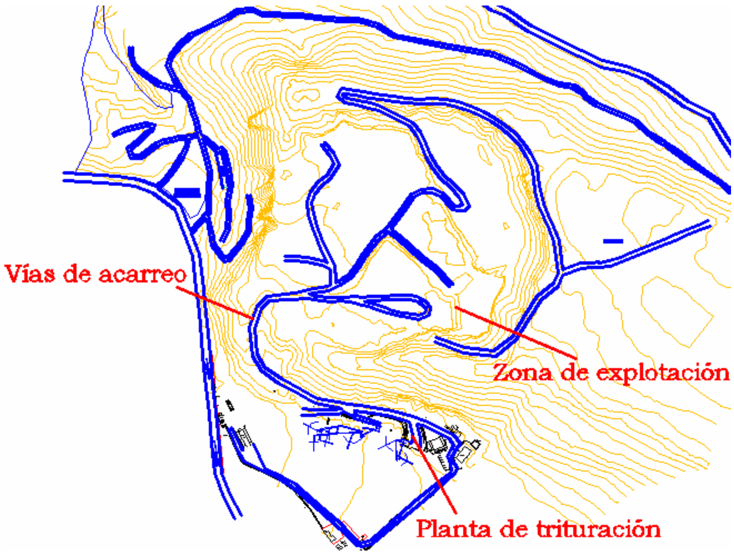


Fig. 4.24. Vías de transporte

CAPÍTULO 5

CAPÍTULO 5. PLANIFICACIÓN MINERA A CORTO PLAZO

En ésta sección, se van a analizar las labores de destape, preparación, perforación, voladura y transporte del material de la cantera durante un lapso de 1 año calendario aproximadamente de acuerdo a los parámetros actuales de explotación en la cantera y con el diseño de explotación final de la zona Oeste de la misma.

5.1. MODELO DIGITAL DEL TERRENO

Con la ayuda de la topografía realizada en el frente se diseñó el Modelo Digital del Terreno (MDT) a fin de usarlo en el cálculo de reservas, pues se puede calcular superficies y volúmenes de manera más exacta (Fig. 5.1). Con la ayuda de la actualización topográfica realizada en el frente y con un software especializado, se diseñaron ocho perfiles topográficos de 570 metros de longitud en promedio y separados 40 m entre ellos; los perfiles delimitan 7 bloques de explotación en cada nivel de explotación (Fig. 5.2 y 5.3).

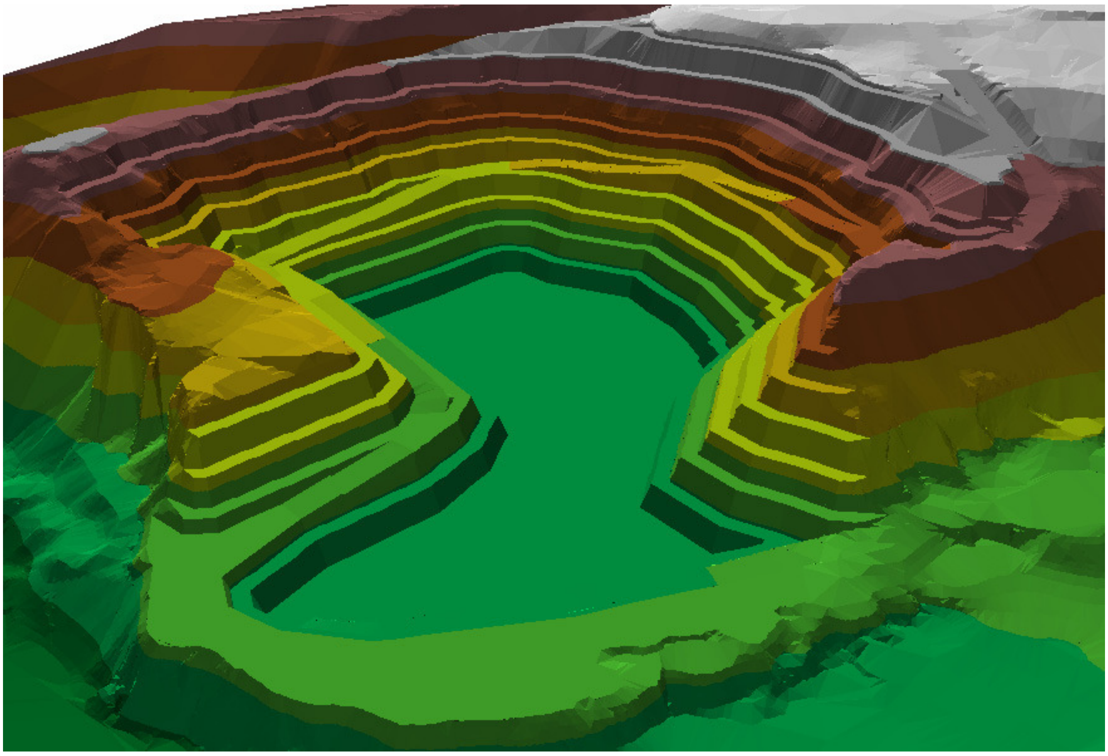


Fig. 5.1. Modelo Digital de Terreno del diseño minero a mediano plazo

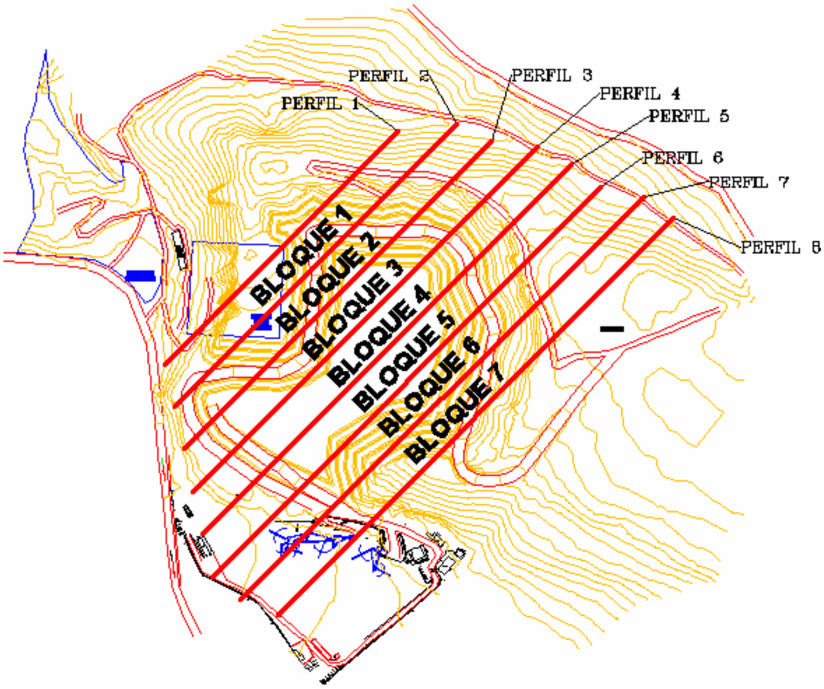


Fig. 5.2. Perfiles topográficos

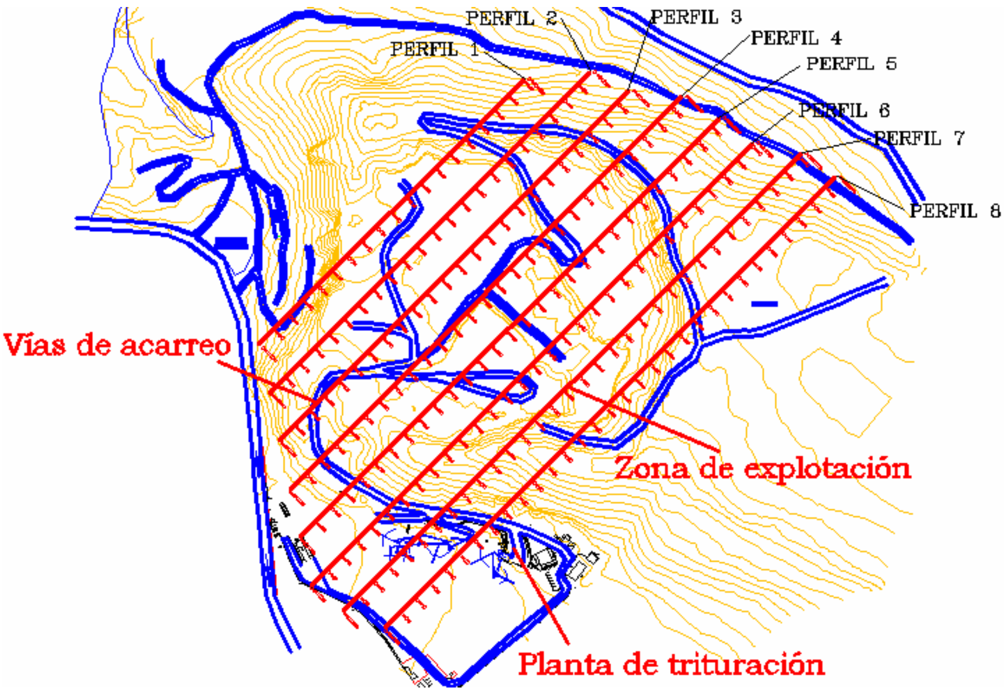


Fig. 5.3. Ubicación en planta de los perfiles topográficos

5.2. NIVELES DE EXPLOTACIÓN

Para la realización de la Planificación Minera de la cantera se realizó el diseño de 6 Niveles de Explotación (Fig. 5.4, Tabla 5.1), a la vez estos fueron segmentados por 8 perfiles topográficos, los mismos que dividen a los niveles en 7 bloques (Tabla 5.1), todo esto define un total de 42 bloques independientes.

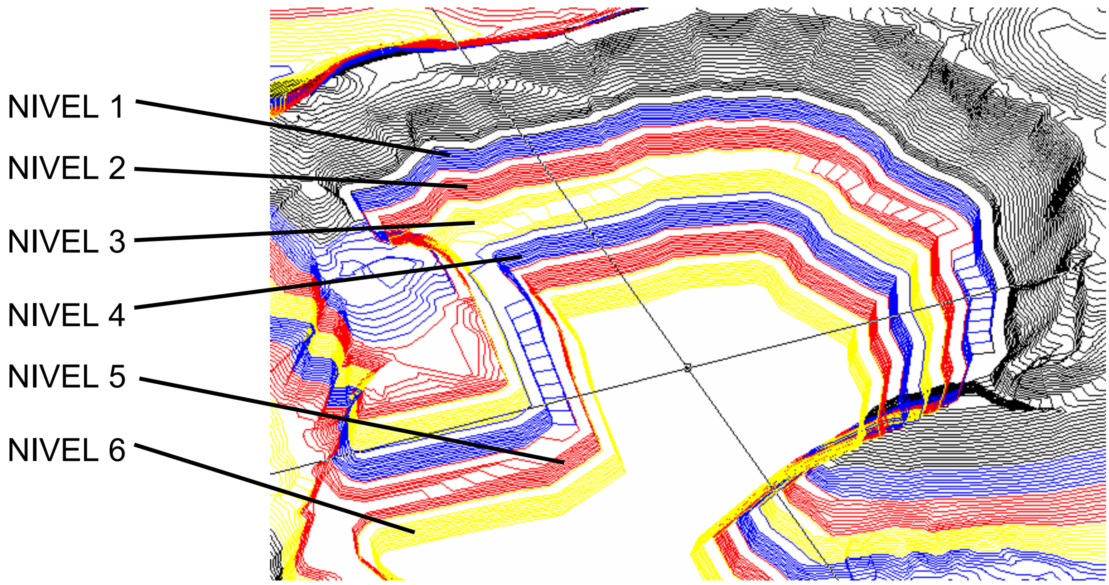


Fig. 5.4. Niveles de explotación

NIVEL 1	Desde la cota 2885 a 2875: 10 m de altura
NIVEL 2	Desde la cota 2875 a 2865: 10 m de altura
NIVEL 3	Desde la cota 2865 a 2855: 10 m de altura
NIVEL 4	Desde la cota 2855 a 2845: 10 m de altura
NIVEL 5	Desde la cota 2845 a 2835: 10 m de altura
NIVEL 6	Desde la cota 2835 a 2825: 10 m de altura

Tabla 5.1. Cotas de niveles de explotación

Como se describió con anterioridad, existen 6 Niveles, los cuales fueron segmentados en 42 bloques de explotación, los mismos que están repartidos en forma equitativa por nivel, es decir que, por cada nivel existen 7 bloques. Se van a describir las operaciones de los niveles 1 y 2, pues tales niveles tienen las reservas de andesita suficientes para las operaciones mineras durante más de un año calendario. Los niveles inferiores se los pueden describir en una Planificación Minera a Largo Plazo junto con el diseño de toda la cantera y su respectivo plan de abandono que es tema de nuevos estudios e informes detallados. Los 6 niveles a continuación descritos se los debe explotar en un periodo de 11 años, evacuando un total de 5’000.000 Ton.

Se debe recordar que esta investigación se refiere a las operaciones mineras a corto plazo en el tiempo de 1 año calendario con respecto a la producción actual y al diseño de los niveles 1 y 2 mencionados con anterioridad (Fig. 5.5).

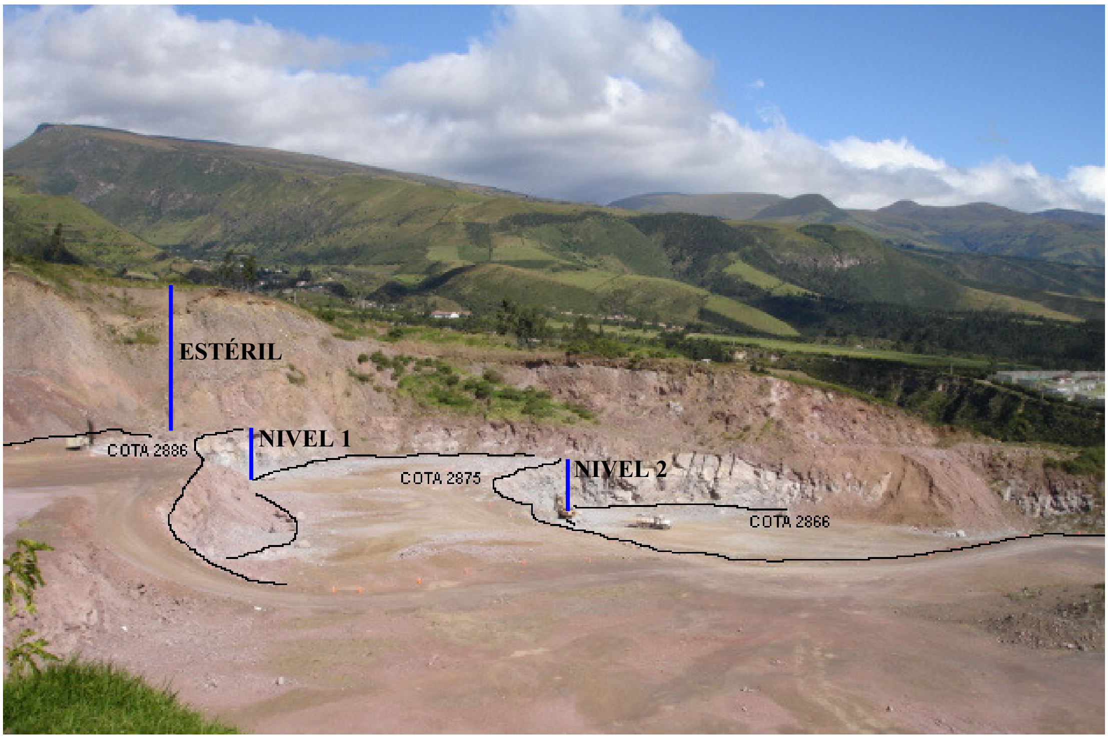


Foto 5.1. Niveles actuales de explotación

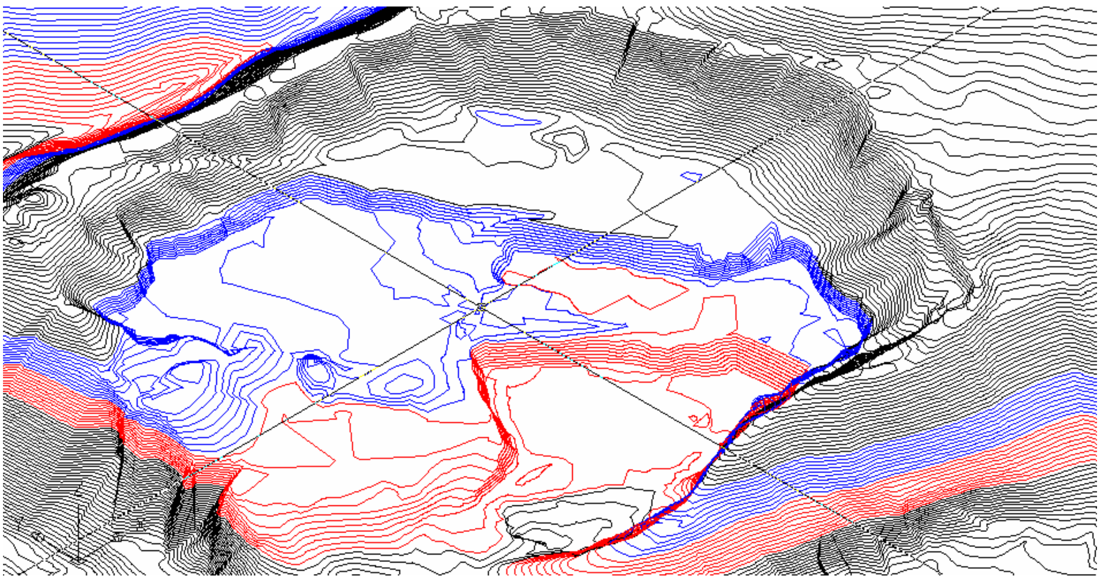


Fig. 5.5. Detalle de la topografía actual en donde se denotan las cotas a ser alteradas a fin de perfilar los niveles 1 (color azul) y 2 (color rojo).

A continuación se presentan los parámetros a ser considerados para el cálculo de reservas en cada nivel por analizar, tales datos son el resultado de análisis de información de promedios mensuales del año 2005:

Densidad relativa andesita =	2,75	
Densidad relativa estéril =	2,5	
Longitud entre perfiles =	40	m
Penalización roca útil =	20	%
Penalización estéril =	10	%
Altura de banco (m) =	10	m
Malla de perforación =	3	m
Sobreperforación =	1	m
Consumo cordón detonante + tecnel =	0,031	m/Ton
Consumo anfo + emulsión =	146,60	gr/Ton
Consumo dinamita - pentolita =	3,48	gr/Ton
Consumo explosivo =	131,43	gr/Ton
Número de barrenos por m2 =	0,10	b/m^2
Capacidad de transporte =	37500	Ton/mes
Velocidad de volquetas =	15	Km/h

Tabla 5.2. Constantes a ser usadas para el cálculo de reservas

5.2.1. NIVEL 1. Desde la cota 2885 a 2875: 10 m de altura

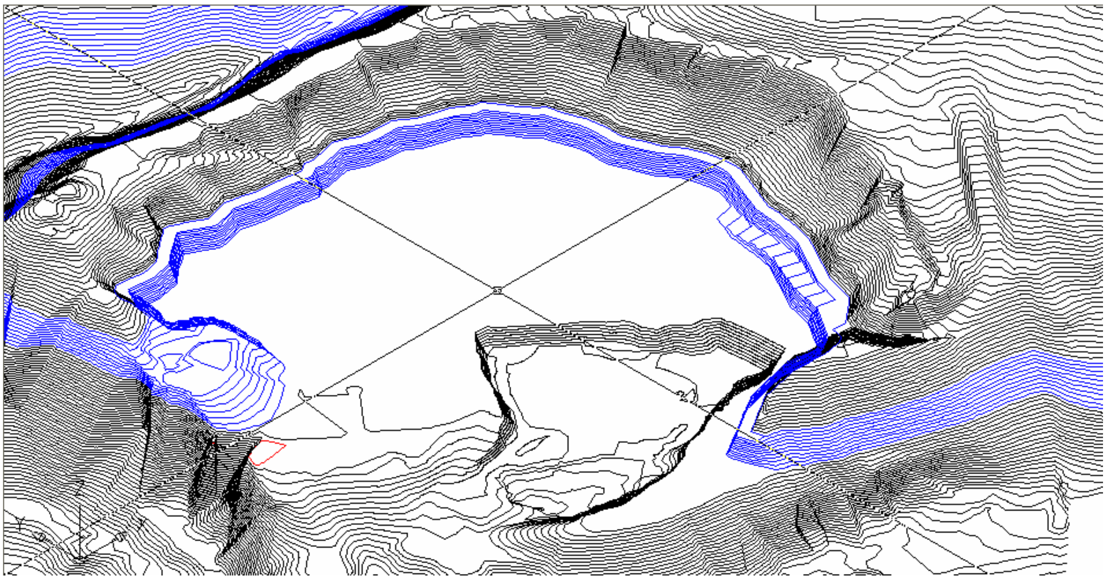


Fig. 5.6. Ubicación del nivel 1 (color azul)

Este nivel es el de arranque de los trabajos de explotación (Fig. 5.6), pero con la particularidad que es necesario realizar un trabajo de retiro de material estéril de sobrecarga, lugar actualmente utilizado para este fin. Una vez concluidas las tareas de limpieza del Nivel 1 se debe continuar el avance de la explotación en este frente, quedando el Nivel 2 listo para ser explotado cuando sea necesario. Cabe señalar que se debe primero nivelar el piso actual que se encuentra 1 m mas arriba de lo diseñado (ver Foto 5.1) con el objetivo de tener bien definido el final del Nivel 1 y el comienzo del Nivel 2. Las reservas en este nivel son de 406.000 Ton.

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2885
Cota Inferior (msnm)	2875
Altura de banco (m)	10
Frente de bloque (m)	40

	VOLUMEN ANDESITA (m^3)	FONDO (m)	ÁREA SUPERIOR (m^2)
BLOQUE 1	7600	19,0	760
BLOQUE 2	16537	41,3	1654
BLOQUE 3	28624	71,6	2862
BLOQUE 4	29460	73,6	2946
BLOQUE 5	25510	63,8	2551
BLOQUE 6	25177	62,9	2518
BLOQUE 7	14751	36,9	1475

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
BLOQ 1	75	824	648	3064	73	77	2747
BLOQ 2	163	1794	1411	6667	158	165	5977
BLOQ 3	282	3105	2443	11540	274	284	10346
BLOQ 4	290	3195	2514	11877	282	292	10647
BLOQ 5	252	2767	2177	10284	244	254	9220
BLOQ 6	248	2731	2148	10150	241	250	9099
BLOQ 7	145	1600	1259	5947	141	147	5331

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
BLOQ 1	20899	620	22	107	2,23
BLOQ 2	45476	520	22	233	4,85
BLOQ 3	78717	620	22	403	8,40
BLOQ 4	81014	620	22	415	8,64
BLOQ 5	70153	620	22	359	7,48
BLOQ 6	69236	650	23	354	7,39
BLOQ 7	40565	650	23	208	4,33

En la cota 2885 se deben realizar perforaciones de precorte con la finalidad de perfilar el banco con el ángulo requerido hasta los 10 m, llegando a la cota 2875. Tal tarea debe hacer retroceder a la cresta del talud en aproximadamente 150 metros. El tiempo para evacuar el material removido es de 43 semanas (11 meses), durante dicho tiempo se debe empezar a perforar en el siguiente nivel además de destapar la sobrecarga. El material producto de la voladura debe depositarse en su mayoría en la cota 2875, en ese nivel se debe proceder a realizar las operaciones de carga de la roca útil.

5.2.2. NIVEL 2. Desde la cota 2875 a 2865: 10 m de altura

En dicho nivel la altura de banco final debe ser de 10 m (Fig. 5.7). Tal tarea debe hacer que se retroceda el talud y así dar facilidades para bajar al siguiente nivel; el tiempo para evacuar el material removido es de 96 semanas (24 meses), durante ese tiempo se sigue con las labores de perforación en las zonas ya destapadas previamente y en evacuar dicho material removido. Por razones operativas, se recomienda reducir el ángulo del talud en la rampa de ingreso para que pueda ingresar camiones para carga de material; este nivel debe tener 7 bloques o frentes de explotación de 40 m longitudinales de largo. Las reservas en este nivel son de 902.000 Ton.

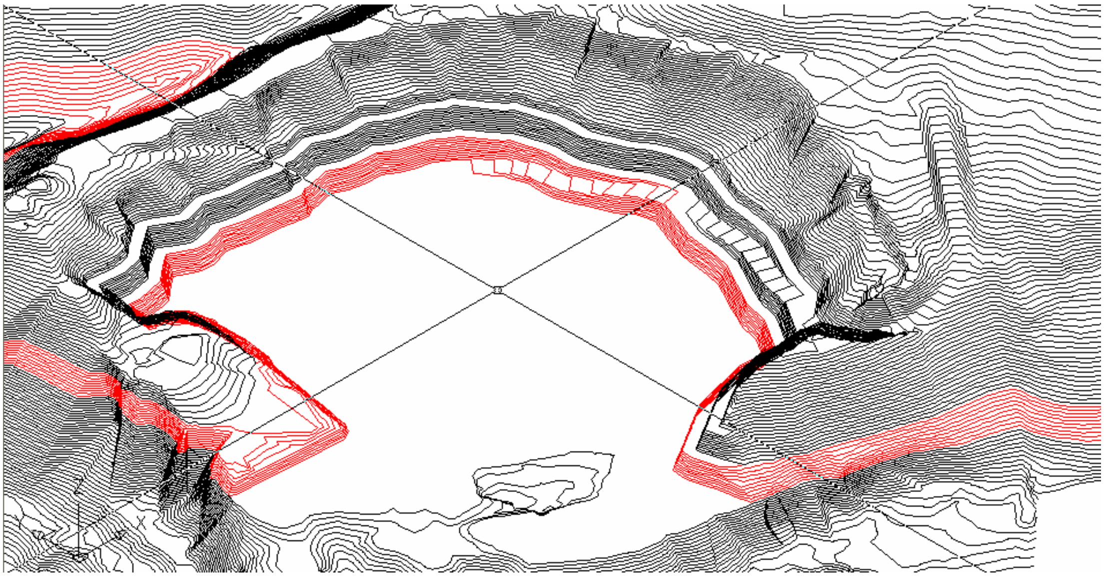


Fig. 5.7. Ubicación del nivel 2 (color rojo)

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2875
Cota Inferior (msnm)	2865
Altura de banco (m)	10
Frente de bloque (m)	40

	VOLUMEN ANDESITA (m^3)	FONDO (m)	ÁREA SUPERIOR (m^2)
BLOQUE 1	28865	72,2	2887
BLOQUE 2	59388	148,5	5939
BLOQUE 3	75266	188,2	7527
BLOQUE 4	62817	157,0	6282
BLOQUE 5	49352	123,4	4935
BLOQUE 6	38499	96,2	3850
BLOQUE 7	14088	35,2	1409

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
BLOQ 1	285	3131	2463	11637	276	287	10433
BLOQ 2	586	6441	5068	23942	568	588	21464
BLOQ 3	742	8163	6422	30343	720	744	27203
BLOQ 4	619	6813	5360	25324	601	621	22703
BLOQ 5	487	5353	4211	19896	472	489	17837
BLOQ 6	380	4176	3285	15521	368	382	13914
BLOQ 7	139	1528	1202	5680	135	141	5092

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
BLOQ 1	79379	620	22	406	8,47
BLOQ 2	163317	520	22	836	17,42
BLOQ 3	206981	620	22	1060	22,08
BLOQ 4	172746	620	22	884	18,43
BLOQ 5	135718	620	22	695	14,48
BLOQ 6	105871	650	23	542	11,29
BLOQ 7	38742	650	23	198	4,13

5.2.3. NIVEL 3. Desde la cota 2865 a 2855: 10 m de altura

En dicho nivel la altura de banco final debe ser de 10 m, hasta llegar a la cota 2855 (Fig. 5.8). El tiempo para evacuar el material removido es de 120 semanas (30 meses), durante ese tiempo se sigue con las labores de perforación en las zonas ya destapadas previamente y en evacuar dicho material removido. Las reservas en este nivel son de 1’127.000 Ton.

En este nivel se debe tener en cuenta que inicialmente no hay caras libres, por lo que se debe realizar voladuras de profundidad. Este nivel debe tener 7 bloques o frentes de explotación de 40 m de largo, a continuación se va a revisar cada bloque en cuanto a sus operaciones mineras.

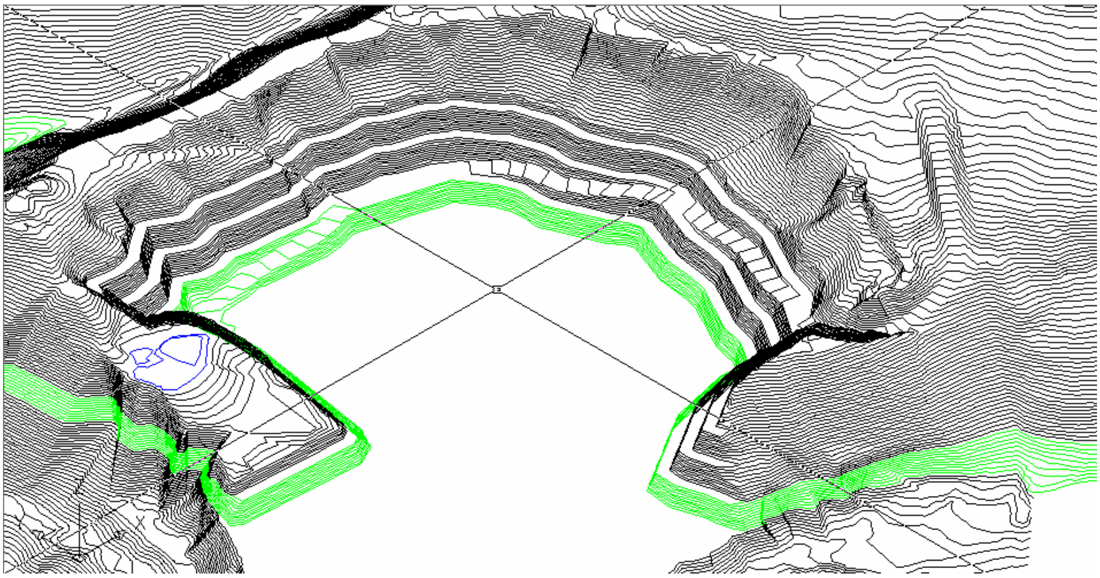


Fig. 5.8. Ubicación del nivel 3

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2865
Cota Inferior (msnm)	2855
Altura de banco (m)	10
Frente de bloque (m)	40

	VOLUMEN ANDESITA (m^3)	FONDO (m)	ÁREA SUPERIOR (m^2)
BLOQUE 1	20376	50,9	2038
BLOQUE 2	57012	142,5	5701
BLOQUE 3	84036	210,1	8404
BLOQUE 4	91413	228,5	9141
BLOQUE 5	86886	217,2	8689
BLOQUE 6	56240	140,6	5624
BLOQUE 7	13925	34,8	1393

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
BLOQ 1	201	2210	1739	8215	195	203	7364
BLOQ 2	562	6183	4865	22984	546	564	20605
BLOQ 3	829	9115	7171	33879	804	831	30373
BLOQ 4	901	9915	7800	36853	875	903	33039
BLOQ 5	857	9424	7414	35028	831	859	31403
BLOQ 6	555	6100	4799	22673	538	557	20327
BLOQ 7	137	1510	1188	5614	133	139	5033

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
BLOQ 1	56034	620	22	287	5,98
BLOQ 2	156782	520	22	803	16,72
BLOQ 3	231099	620	22	1183	24,65
BLOQ 4	251385	620	22	1287	26,81
BLOQ 5	238938	620	22	1223	25,49
BLOQ 6	154660	650	23	792	16,50
BLOQ 7	38295	650	23	196	4,08

5.2.4. NIVEL 4. Desde la cota 2855 a 2845: 10 m de altura

En dicho nivel la altura de banco final debe ser de 10 m hasta llegar a la cota 2845. El tiempo para evacuar el material removido es de 114 semanas (29 meses), durante ese tiempo se sigue con las labores de perforación en las zonas ya destapadas previamente y en evacuar dicho material removido (Fig. 5.9). Las reservas en este nivel son de 1’070.000 Ton. En este nivel se debe tener en cuenta que inicialmente no hay caras libres, por lo que se debe realizar voladuras de profundidad. Este nivel debe tener 7 bloques o frentes de explotación de 40 m longitudinales de largo, a continuación se va a revisar cada bloque en cuanto a sus operaciones mineras:

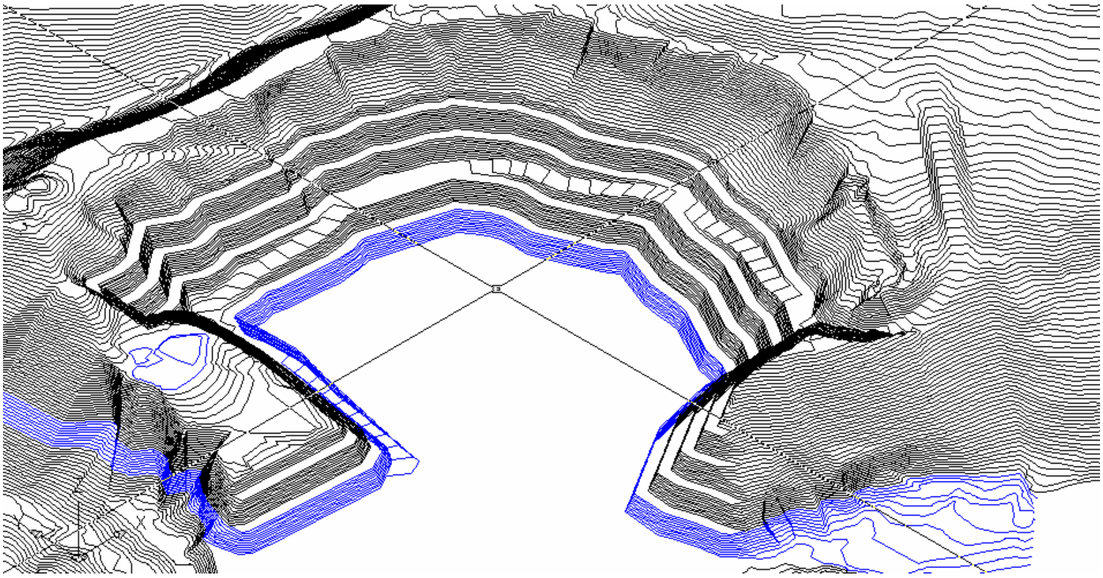


Fig. 5.9. Ubicación del nivel 4

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2855
Cota Inferior (msnm)	2845
Altura de banco (m)	10
Frente de bloque (m)	40

	VOLUMEN ANDESITA (m^3)	FONDO (m)	ÁREA SUPERIOR (m^2)
BLOQUE 1	13060	32,7	1306
BLOQUE 2	50136	125,3	5014
BLOQUE 3	85587	214,0	8559
BLOQUE 4	95256	238,1	9526
BLOQUE 5	89532	223,8	8953
BLOQUE 6	49226	123,1	4923
BLOQUE 7	6440	16,1	644

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
BLOQ 1	129	1417	1114	5265	125	131	4720
BLOQ 2	494	5438	4278	20212	480	496	18120
BLOQ 3	844	9283	7303	34504	819	846	30933
BLOQ 4	939	10331	8128	38402	911	941	34428
BLOQ 5	883	9711	7640	36094	857	885	32359
BLOQ 6	485	5339	4200	19845	471	487	17792
BLOQ 7	63	698	549	2596	62	65	2327

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
BLOQ 1	35916	620	0	184	3,83
BLOQ 2	137875	520	22	706	14,71
BLOQ 3	235364	620	22	1205	25,11
BLOQ 4	261954	620	22	1341	27,94
BLOQ 5	246212	620	22	1261	26,26
BLOQ 6	135373	650	23	693	14,44
BLOQ 7	17709	650	23	91	1,89

5.2.5. NIVEL 5. Desde la cota 2845 a 2835: 10 m de altura

En dicho nivel la altura de banco final debe ser de 10 m, hasta llegar a la cota 2835 (Fig. 5.10). El tiempo para evacuar el material removido es de 96 semanas (24 meses), durante ese tiempo se sigue con las labores de perforación en las zonas ya destapadas previamente y en evacuar dicho material removido. Las reservas en este nivel son de 900.000 Ton. En este nivel se debe tener en cuenta que inicialmente no hay caras libres, por lo que se debe realizar voladuras de profundidad. Este nivel debe tener 7 bloques o frentes de explotación de 40 m longitudinales de largo, a continuación se va a revisar cada bloque en cuanto a sus operaciones mineras:

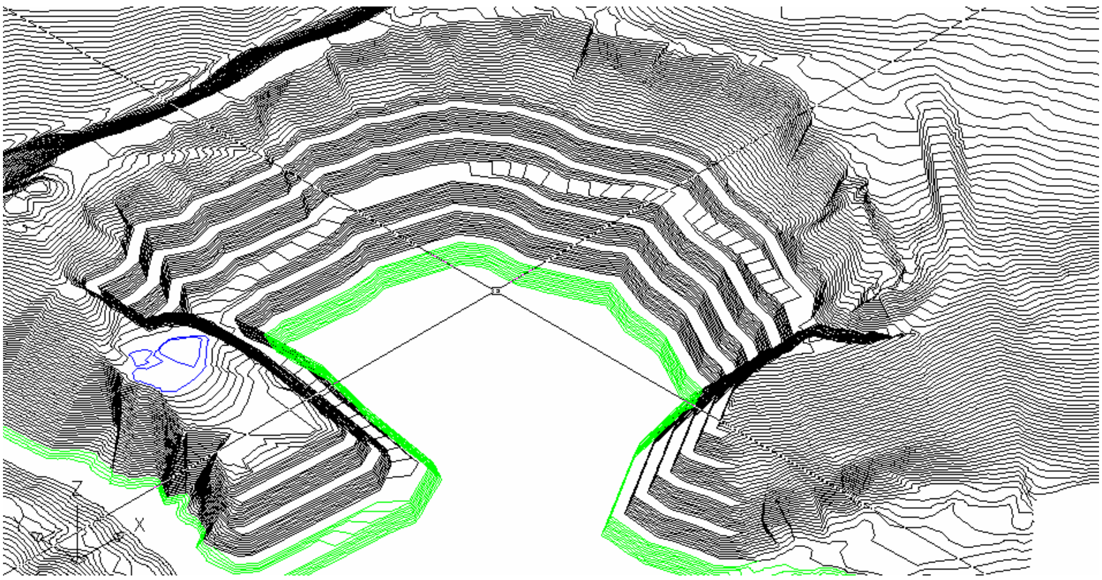


Fig. 5.10. Ubicación del nivel 5

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2855
Cota Inferior (msnm)	2845
Altura de banco (m)	10
Frente de bloque (m)	40

	VOLUMEN ANDESITA (m^3)	FONDO (m)	ÁREA SUPERIOR (m^2)
BLOQUE 1	4717	11,8	472
BLOQUE 2	31407	78,5	3141
BLOQUE 3	76631	191,6	7663
BLOQUE 4	95142	237,9	9514
BLOQUE 5	80169	200,4	8017
BLOQUE 6	37185	93,0	3719
BLOQUE 7	2217	5,5	222

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
BLOQ 1	47	512	402	1902	45	49	1705
BLOQ 2	310	3406	2680	12661	301	312	11351
BLOQ 3	756	8311	6539	30893	733	758	27696
BLOQ 4	938	10319	8118	38356	910	940	34387
BLOQ 5	790	8695	6841	32320	767	792	28975
BLOQ 6	367	4033	3173	14991	356	369	13440
BLOQ 7	22	240	189	894	21	24	801

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
BLOQ 1	12971	620	0	66	1,38
BLOQ 2	86368	520	22	442	9,21
BLOQ 3	210734	620	22	1079	22,48
BLOQ 4	261641	620	22	1340	27,91
BLOQ 5	220465	620	22	1129	23,52
BLOQ 6	102260	650	23	524	10,91
BLOQ 7	6098	650	23	31	0,65

5.2.6. NIVEL 6. Desde la cota 2835 a 2825: 10 m de altura

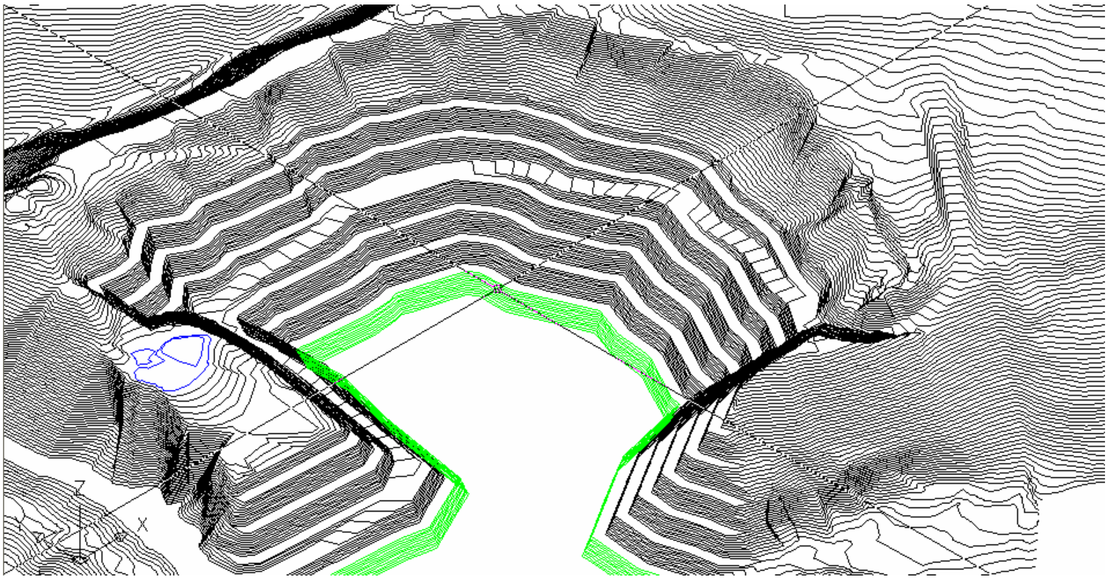


Fig. 5.11. Ubicación del nivel 6

En dicho nivel la altura de banco final debe ser de 10 m hasta llegar a la cota 2825. El tiempo para evacuar el material removido es de 64 semanas (16 meses), durante ese tiempo se sigue con las labores de perforación en las zonas ya destapadas previamente y en evacuar dicho material removido (Fig. 5.11). Las reservas en este nivel son de 597.000 Ton. En este nivel se debe tener en cuenta que inicialmente no hay caras libres, por lo que se debe realizar voladuras de profundidad. Este nivel debe tener 7 bloques o frentes de explotación de 40 m longitudinales de largo, a continuación se va a revisar cada bloque en cuanto a sus operaciones mineras:

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2855
Cota Inferior (msnm)	2845
Altura de banco (m)	10
Frente de bloque (m)	40

	VOLUMEN ANDESITA (m^3)	FONDO (m)	ÁREA SUPERIOR (m^2)
BLOQUE 1	0	0,0	0
BLOQUE 2	15525	38,8	1553
BLOQUE 3	51809	129,5	5181
BLOQUE 4	75187	188,0	7519
BLOQUE 5	56849	142,1	5685
BLOQUE 6	17946	44,9	1795
BLOQUE 7	0	0,0	0

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
BLOQ 1	0	0	0	0	0	2	0
BLOQ 2	153	1684	1325	6259	149	155	5611
BLOQ 3	511	5619	4421	20887	496	513	18725
BLOQ 4	741	8155	6416	30311	719	743	27174
BLOQ 5	561	6166	4851	22918	544	563	20547
BLOQ 6	177	1946	1531	7235	172	179	6486
BLOQ 7	0	0	0	0	0	0	0

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

	PESO ANDESITA (Ton)	**DISTANCIA PLANTA (m)**	**CICLO DE TRANSPORTE (min)**	**TIEMPO (horas)**	**CARGA ANDESITA (semanas)**
BLOQ 1	0	620	0	0	0,00
BLOQ 2	42694	520	0	219	4,55
BLOQ 3	142475	620	22	729	15,20
BLOQ 4	206763	620	22	1059	22,05
BLOQ 5	156335	620	22	800	16,68
BLOQ 6	49353	650	23	253	5,26
BLOQ 7	0	650	0	0	0,00

5.3. TAREAS DE PREPARACIÓN

En las actividades a realizar para la explotación de los niveles podemos indicar lo siguiente:

- Actualmente en la cantera se está explotando el Nivel 2 en la cota 2866, esta explotación puede seguir hasta realizar las tareas de preparación del Nivel 1.
- El Nivel 1 debe ser el de inicio de la explotación, empezando por el lado SE del frente de explotación, pero este debe ser preparado ya que se encuentra material estéril, el cual tiene que ser desalojado hasta la roca fresca. Mientras se realiza estas tareas se puede seguir explotando el Nivel 2, cota 2865.

- Una vez terminadas las tareas de preparación del Nivel 1, la cantera contará con dos frentes listos para la explotación.
- Las vías de ingreso a cada uno de los niveles deben ser construidas a la par con el avance de las tareas de explotación.
- Se debe evacuar todo el material estéril de sobrecarga con el fin de tener listo para explotación el nivel 1, esto significa mover 98000 Ton de material en un tiempo máximo de 3 meses.

5.4. TAREAS DE EXPLOTACIÓN

Inicio:

- Retiro del material de cobertura del Nivel 1, sector SE del frente de explotación.
- La explotación del Nivel 1 actualmente explotado debe continuar hasta que el Nivel 2 se encuentre listo para la explotación, una vez terminada las tareas de retiro de cobertura de la andesita.
- La explotación del Nivel 1 debe continuar a través de los bloques 1 hasta el 7, previamente diseñados para el nivel.

Avance:

- El orden de explotación debe continuar desde el Nivel 1 el Nivel 7, teniendo en cuenta las tareas de limpieza y diseño de las vías de acceso.

- Para cada uno de los niveles se debe seguir el orden de los bloques del 1 al 7.
- Se debe tener presente que dicha explotación está diseñada para una vida de la cantera de 11 años, tal vida útil se puede extender si se diseña y explotan las reservas del sector Este del área de estudio.

5.5. DETALLE DE EXPLOTACIÓN MINERA A CORTO PLAZO

A continuación se detallan las labores mineras necesarias en la cantera con el objetivo de culminar 1 año calendario de operaciones; se debe tener presente que a la par de las operaciones mineras, se deben realizar trabajos en la vía de acceso y realizar labores de limpieza de la sobrecarga de la zona Este de la cantera con el fin de destapar las reservas en ese sector y aumentar la vida útil de la misma. Para empezar las operaciones mineras, se debe tener presente que se deben mantener las vías de acceso actuales y que se deben explotar los 2 primeros niveles a fin de tener listo todo para empezar a explotar los niveles inferiores siguientes. Para explotar los 2 niveles superiores y dejarlos en su diseño a mediano plazo, se debe sectorizar cada nivel en bloques de explotación que a continuación vamos a mostrarlos.

5.5.1. NIVEL 1. Desde la cota 2885 a 2875: 10 m de altura

En este nivel se propone que sea el de arranque de los trabajos de explotación, se debe continuar el avance de la explotación en este frente a la par de empezar a explotar el Nivel 2 en la zona en que no existe sobreposición de ambos niveles, quedando el Nivel 2 listo para ser explotado cuando sea necesario. Cabe señalar que se debe primero nivelar el piso actual que se encuentra 1 m mas arriba de lo diseñado como se lo ha mencionado con anterioridad a fin de tener bien definido el final del Nivel 1. El área a explotar para retroceder la cresta de la cota superior de éste nivel (2885) es de 11.000 m^2, lo que significa 242.400 Ton de andesita a explotar (Fig. 5.12). Es necesario indicar que se han enumerado los bloques en este nivel y a continuación se van a indicar las operaciones mineras en ese sector en el nivel 1 (Fig. 5.13).

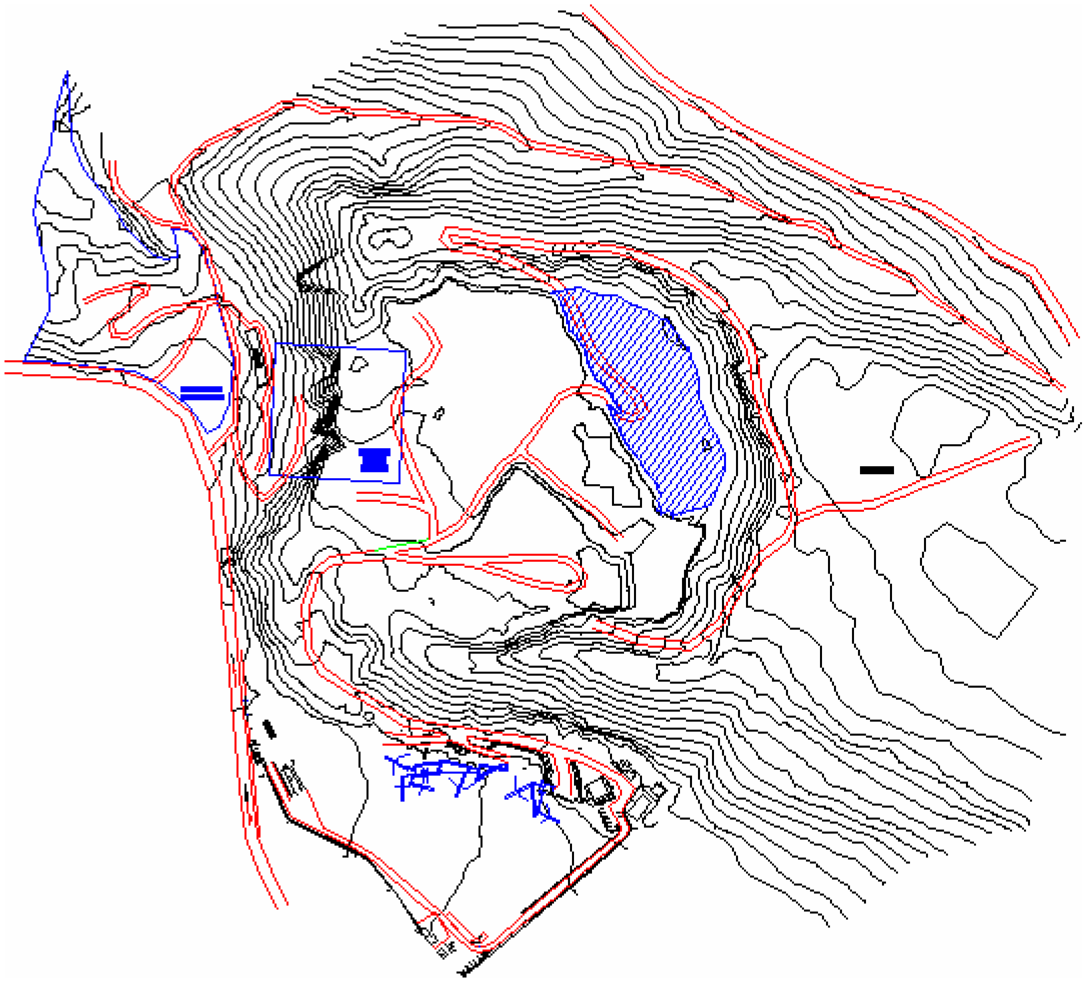


Fig. 5.12. Ubicación de la zona a explotar en el Nivel 1 para el Plan a Corto Plazo (zona resaltada en color azul de la zona a explotar en el nivel 1)

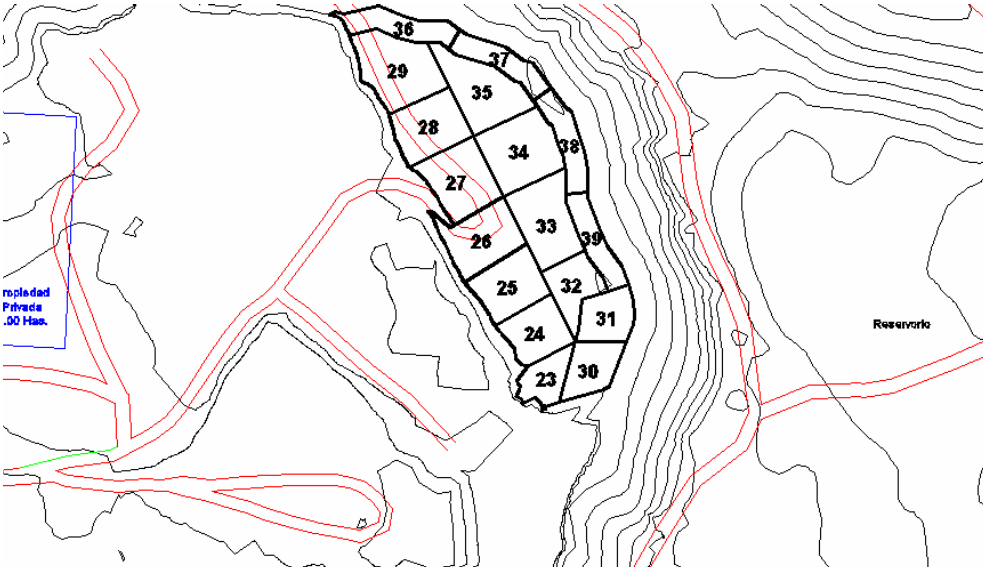


Fig. 5.13. Bloques del 23 al 39 en el Nivel 1

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2885
Cota Inferior (msnm)	2875
Altura de banco (m)	10

BLOQUE	PESO ANDESITA (Ton)	FRENTE (m)	ÁREA SUPERIOR (m2)
23	8664	19	394
24	13128	22	597
25	15477	24	704
26	17000	24	773
27	17981	32	817
28	16198	25	736
29	21228	38	965
30	11035	27	502
31	11034	28	502
32	11298	34	514
33	19028	36	865
34	20426	30	928
35	19560	46	889
36	10864	43	494
37	9928	43	451
38	9979	43	454
39	9659	46	439
TOTAL	**242487**		

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

BLOQ	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
23	39	427	269	1270	30	41	1139
24	59	647	407	1925	46	61	1725
25	69	763	480	2269	54	71	2034
26	76	838	527	2492	59	78	2234
27	81	886	558	2636	63	83	2363
28	73	799	503	2375	56	75	2129
29	95	1047	659	3112	74	97	2790
30	49	544	342	1618	38	51	1450
31	49	544	342	1618	38	51	1450
32	51	557	351	1656	39	53	1485
33	85	938	590	2789	66	87	2501
34	92	1007	634	2994	71	94	2684
35	88	964	607	2867	68	90	2571
36	49	536	337	1593	38	51	1428
37	44	489	308	1455	35	46	1305
38	45	492	310	1463	35	47	1312
39	43	476	300	1416	34	45	1269
TOTAL	1087	11955	7524	35548	844	1121	31869

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

BLOQUE	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
23	8664	603	22	44	1
24	13128	614	22	67	1
25	15477	627	23	79	2
26	17000	647	23	87	2
27	17981	590	22	92	2
28	16198	581	22	83	2
29	21228	601	22	109	2
30	11035	632	23	56	1
31	11034	631	23	56	1
32	11298	619	22	58	1
33	19028	609	22	97	2
34	20426	606	22	105	2
35	19560	614	22	100	2
36	10864	622	22	56	1
37	9928	636	23	51	1
38	9979	646	23	51	1
39	9659	656	23	49	1
TOTAL	**242487**				

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

En la cota 2885 se van a realizar perforaciones de precorte a fin de perfilar el banco con el ángulo requerido hasta los 10 m, llegando a la cota 2875. Tal tarea debe hacer retroceder a la cresta del talud en aproximadamente 70 metros. El tiempo para evacuar el material removido es de 26 semanas (6 meses), durante dicho tiempo se debe empezar a perforar en el siguiente nivel además de destapar la sobrecarga. El material producto de la voladura debe depositarse en su mayoría en la cota 2875, y en ese nivel se debe proceder a realizar las operaciones de carga de la roca útil.

5.5.2. NIVEL 2. Desde la cota 2875 a 2865: 10 m de altura

En este nivel se propone explotar hasta perfilar dicho nivel hasta el Diseño a Mediano Plazo propuesto en este trabajo. El área a explotar para retroceder la cresta de la cota superior de éste nivel (2875) es de 14.100 m^2, lo que significa 310.000 Ton de andesita a explotar (Fig. 5.15). Es necesario indicar que se han numerado los bloques en este nivel y a continuación se van a indicar las operaciones mineras en ese sector en el nivel 2 (Fig. 5.14).

Fig. 5.14. Bloques del 1 al 22 en el Nivel 2

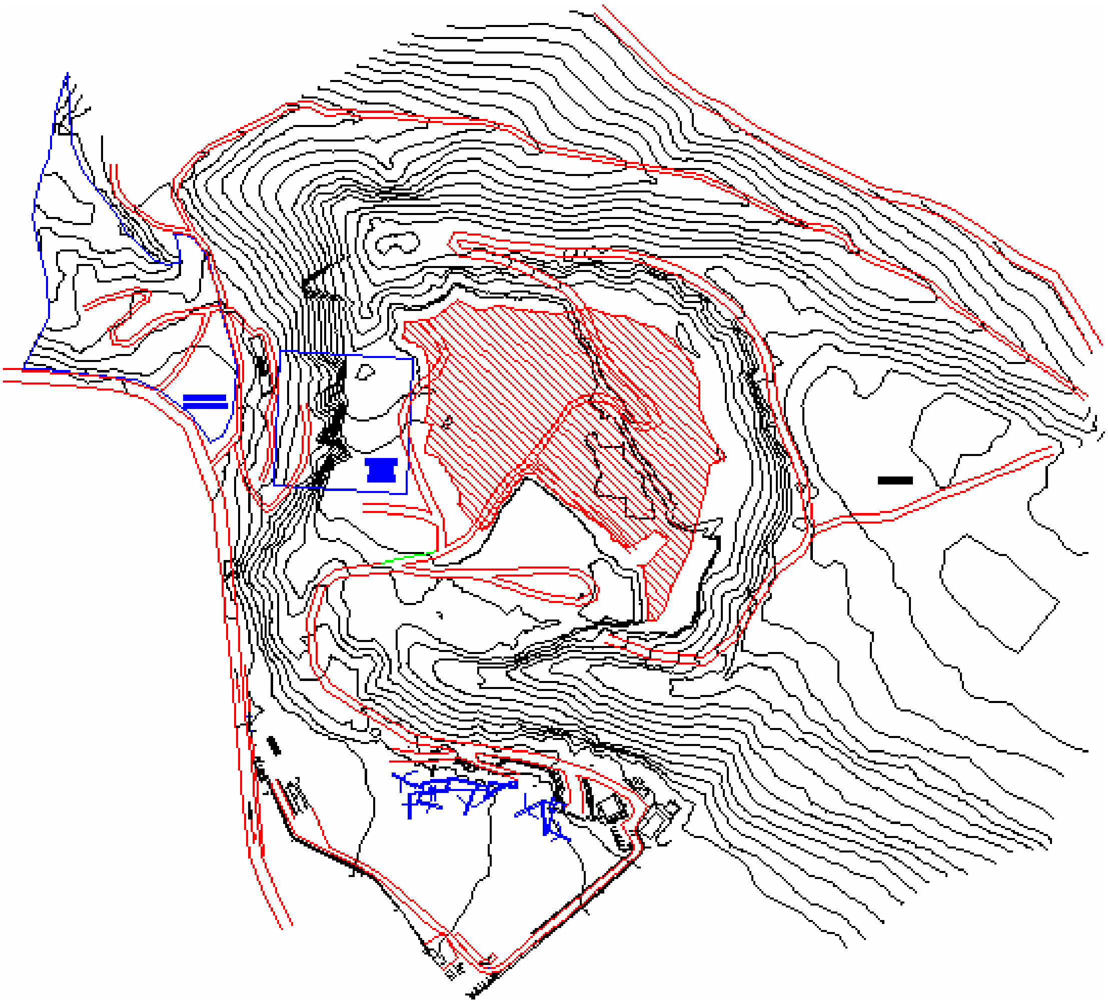


Fig. 5.15. Ubicac. de la zona a explotar en el nivel 2 para el Plan a Corto Plazo (zona resaltada en color rojo de la zona a explotar en el nivel 2)

PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Cota superior (msnm)	2875
Cota Inferior (msnm)	2865
Altura de banco (m)	10

BLOQUE	PESO ANDESITA (Ton)	FRENTE (m)	ÁREA SUPERIOR (m2)
1	8668	29	394
2	13744	37	625
3	11686	41	531
4	14060	23	639
5	15646	24	711
6	16702	23	759
7	9275	30	422
8	13265	23	603
9	15110	23	687
10	13520	20	615
11	15293	20	695
12	8664	32	394
13	13128	22	597
14	15477	23	704
15	17000	26	773
16	17981	32	817
17	16198	24	736
18	21228	39	965
19	11298	34	514
20	19028	36	865
21	20426	30	928
22	2953	45	134
TOTAL	**310349**		

PARÁMETROS DE VOLADURA

Consumo cordón detonante + TECNEL (m/ton)	0.031
Consumo ANFO + emulsión (gr/ton)	146.6
Consumo dinamita – pentolita (gr/ton)	3.48
Consumo explosivo (gr/ton)	131.43
Índice de barrenos por m^2	0.1

BLOQ	# DE BARRENOS	METROS PERFORADOS	CORDÓN DETONANTE + TECNEL (m)	ANFO + EMULSIÓN (Kg)	DINAMITA (Kg)	# DE FULMIN	CONSUMO EXPLOSIVO (Kg)
1	39	427	269	1271	30	41	1139
2	62	678	426	2015	48	64	1806
3	52	576	363	1713	41	54	1536
4	63	693	436	2061	49	65	1848
5	70	771	485	2294	54	72	2056
6	75	823	518	2449	58	77	2195
7	42	457	288	1360	32	44	1219
8	59	654	412	1945	46	61	1743
9	68	745	469	2215	53	70	1986
10	61	667	420	1982	47	63	1777
11	69	754	475	2242	53	71	2010
12	39	427	269	1270	30	41	1139
13	59	647	407	1925	46	61	1725
14	69	763	480	2269	54	71	2034
15	76	838	527	2492	59	78	2234
16	81	886	558	2636	63	83	2363
17	73	799	503	2375	56	75	2129
18	95	1047	659	3112	74	97	2790
19	51	557	351	1656	39	53	1485
20	85	938	590	2789	66	87	2501
21	92	1007	634	2994	71	94	2684
22	13	146	92	433	10	15	388
TOTAL	1391	15300	9630	45497	1080	1435	40788

PARÁMETROS DE TRANSPORTE

BLOQUE	PESO ANDESITA (Ton)	DISTANCIA PLANTA (m)	CICLO DE TRANSPORTE (min)	TIEMPO (horas)	CARGA ANDESITA (semanas)
1	8668	557	22	44	1
2	13744	565	22	70	1
3	11686	567	22	60	1
4	14060	574	22	72	1
5	15646	559	22	80	2
6	16702	578	22	86	2
7	9275	579	22	47	1
8	13265	573	22	68	1
9	15110	582	22	77	2
10	13520	596	22	69	1
11	15293	597	22	78	2
12	8664	590	22	44	1
13	13128	595	22	67	1
14	15477	604	22	79	2
15	17000	609	22	87	2
16	17981	634	23	92	2
17	16198	582	22	83	2
18	21228	601	22	109	2
19	11298	621	22	58	1
20	19028	609	22	97	2
21	20426	612	22	105	2
22	2953	613	22	15	0
TOTAL	**310349**				

Capacitad de transporte (ton/mes)	37500
Velocidad de volquetas (Km/h)	15

En la cota 2875 se deben realizar perforaciones de precorte a fin de perfilar el banco con el ángulo requerido hasta los 10 m, llegando a la cota 2865. Tal tarea debe hacer retroceder a la cresta del talud en aprox. 140 metros. El tiempo para evacuar el material removido es de 33 semanas (8 meses), durante dicho tiempo se debe empezar a perforar en el siguiente nivel además de destapar la sobrecarga. El material producto de la voladura debe depositarse en su mayoría en la cota 2875, en ese nivel se debe proceder a realizar las operaciones de carga de la roca útil.

5.5.3. PLANIFICACIÓN MINERA DE LOS BLOQUES

A continuación se presenta una planificación de las actividades a realizar en los sectores pertenecientes a los niveles 1 y 2, en total son 39 bloques a ser explotados siendo en promedio minados en 1 semana cada uno, en total se necesitan 59 semanas o 14 meses para su explotación y posterior diseño del pit a mediano plazo.

Se estiman 552.800 Ton de andesita a ser perforados, tronados, cargados y depositados en la trituradora primaria, paralelamente a estas operaciones en la cantera durante el primer año, se tienen que realizar trabajos complementarios de mejoras de las vías de acceso a los frentes de trabajo y de evacuación de material estéril. A continuación se presenta el Cronograma de Actividades Mineras:

	PERF	CARGA Y VOLADURA
SEMANA 1	B 1	
SEMANA 2	B 2	B 1
SEMANA 3	B 3	B 2
SEMANA 4	B 4	B 3
SEMANA 5	B 5	B 4
SEMANA 6		B 5
SEMANA 7	B 6	
SEMANA 8		B 6
SEMANA 9	B 23	
SEMANA 10	B 24	B 23
SEMANA 11	B 25	B 24
SEMANA 12		B 25
SEMANA 13	B 26	
SEMANA 14		B 26
SEMANA 15	B 27	
SEMANA 16		B 27
SEMANA 17	B 28	
SEMANA 18		B 28
SEMANA 19	B 29	
SEMANA 20		B 29
SEMANA 21	B 7	
SEMANA 22	B 8	B 7
SEMANA 23	B 9	B 8
SEMANA 24		B 9
SEMANA 25	B 10	
SEMANA 26	B 11	B 10
SEMANA 27		B 11
SEMANA 28	B 30	
SEMANA 29	B 31	B 30
SEMANA 30	B 32	B 31

	PERF	CARGA Y VOLADURA
SEMANA 31	B 33	B 32
SEMANA 32		B 33
SEMANA 33	B 34	
SEMANA 34		B 34
SEMANA 35	B 35	
SEMANA 36		B 35
SEMANA 37	B 12	
SEMANA 38	B 13	B 12
SEMANA 39	B 14	B 13
SEMANA 40		B 14
SEMANA 41	B 15	
SEMANA 42		B 15
SEMANA 43	B 16	
SEMANA 44		B 16
SEMANA 45	B 17	
SEMANA 46		B 17
SEMANA 47	B 18	
SEMANA 48		B 18
SEMANA 49	B 36	
SEMANA 50	B 37	B 36
SEMANA 51	B 38	B 37
SEMANA 52	B 39	B 38
SEMANA 53	B 19	B 39
SEMANA 54	B 20	B 19
SEMANA 55		B 20
SEMANA 56	B 21	
SEMANA 57		B 21
SEMANA 58	B 22	
SEMANA 59		B 22

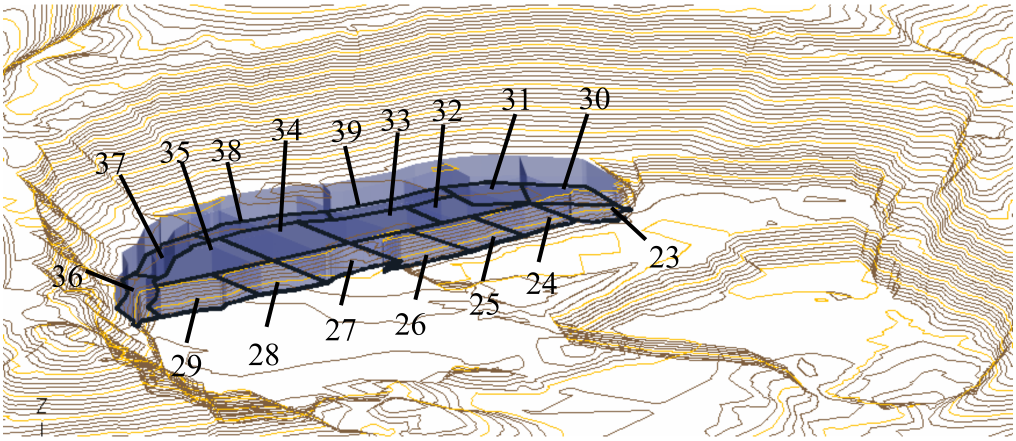


Fig. 5.16. Vista en perspectiva 3-D del nivel 1

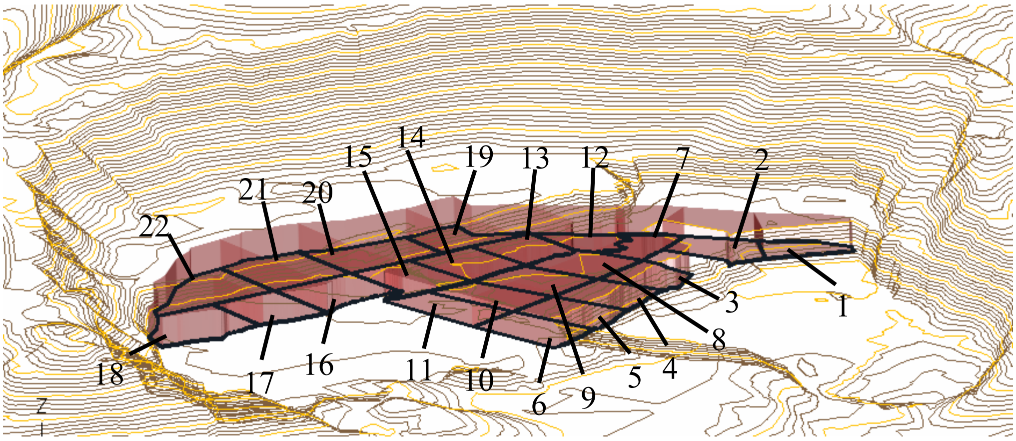


Fig. 5.17. Vista en perspectiva 3-D del nivel 2

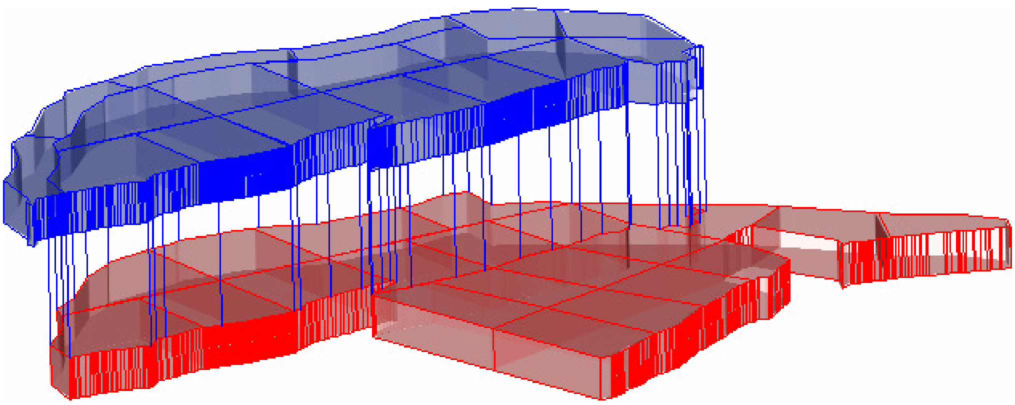


Fig. 5.18. Vista en perspectiva 3-D del nivel 1 y 2

Como se puede apreciar en las Fig. 16, 17 y 18, los bloques de explotación de los niveles 1 y 2, se puede comparar las posiciones espaciales de cada bloque, lo cual es necesario para planificar la explotación minera, es así que se planifica explotar los bloques frontales del nivel 2 (bloques 1, 2, 3, 4, 5 y 6) para luego empezar a minar los bloques frontales del nivel 1 (23, 24, 25, 26, 27, 28 y 29), lo cual permite empezar a minar los bloques del nivel 2 posteriores dando espacio para luego minar los bloques posteriores del nivel 1.

5.5.4. COSTOS DE EXPLOTACIÓN

A continuación se va a proceder a mostrar los costos de perforación, voladura y acarreo del mineral planificado a 1 año (corto plazo), se tomaron en cuenta los costos y gastos de los explosivos, el gasto de diesel para operaciones mineras y los gastos de mantenimiento de dicha maquinaria.

Los factores que no se han tomado en cuenta son los gastos del personal de operación y mantenimiento de la maquinaria y el personal de voladura, además de no considerar la depreciación de dicha maquinaria pues el estudio es para 1 año y dicha depreciación es mínima y la cubren los gastos de mantenimiento. El costo de poner una tonelada en la trituradora primaria es de $0,923; en general, se gastarán $510.336. A continuación se desglosarán los costos de extracción y perforación de cada bloque en los niveles 1 y 2:

BLOQ	PESO (Ton)	COSTOS EXPLOS ($)	COSTOS DIESEL EXTRAC ($)	COSTOS DIESEL PERF ($)	COSTOS MANT EXTRACC ($)	COSTOS MANT PERF ($)
1	8668	5310	1528	111	701	353
2	13744	8419	2422	176	1111	559
3	11686	7159	2059	149	945	475
4	14060	8613	2478	180	1136	572
5	15646	9585	2757	200	1265	637
6	16702	10232	2943	214	1350	680
7	9275	5682	1635	119	750	377
8	13265	8126	2338	170	1072	540
9	15110	9256	2663	193	1221	615
10	13520	8282	2383	173	1093	550
11	15293	9368	2695	196	1236	622
12	8664	5307	1527	111	700	352
13	13128	8042	2313	168	1061	534
14	15477	9481	2727	198	1251	630
15	17000	10414	2996	217	1374	692
16	17981	11015	3169	230	1453	732
17	16198	9923	2854	207	1309	659
18	21228	13004	3741	271	1716	864
19	11298	6921	1991	144	913	460
20	19028	11657	3353	243	1538	774

BLOQ	PESO (Ton)	COSTOS EXPLOS ($)	COSTOS DIESEL EXTRAC ($)	COSTOS DIESEL PERF ($)	COSTOS MANT EXTRACC ($)	COSTOS MANT PERF ($)
21	20426	12513	3599	261	1651	831
22	2953	1809	520	38	239	120
23	8664	5307	1527	111	700	352
24	13128	8042	2313	168	1061	534
25	15477	9481	2727	198	1251	630
26	17000	10414	2996	217	1374	692
27	17981	11015	3169	230	1453	732
28	16198	9923	2854	207	1309	659
29	21228	13004	3741	271	1716	864
30	11035	6760	1945	141	892	449
31	11034	6759	1944	141	892	449
32	11298	6921	1991	144	913	460
33	19028	11657	3353	243	1538	774
34	20426	12513	3599	261	1651	831
35	19560	11982	3447	250	1581	796
36	10864	6655	1914	139	878	442
37	9928	6082	1750	127	803	404
38	9979	6113	1759	128	807	406
39	9659	5917	1702	124	781	393
TOTAL	**552837**	**338663**	**97422**	**7069**	**44685**	**22495**
					TOTAL	**$510.336**

ÍNDICE EXPLOSIVOS	0,613	**$ / Ton**
ÍNDICE DIESEL EXTRACCIÓN	0,176	**$ / Ton**
ÍNDICE DIESEL PERFORACIÓN	0,013	**$ / Ton**
ÍNDICE MANTENIMIENTO EXTRACCIÓN	0,081	**$ / Ton**
ÍNDICE MANTENIMIENTO PERFORACIÓN	0,041	**$ / Ton**

5.5.4.1. COSTO DE DIESEL

Meses	Volqueta (R-107)	Dumper 769	Perforadora (ECM590)	Tractor (CAT D9N)	Excavadora (Retro345)
Enero	168.60	1130.10	92.00	1648.60	1899.60
Febrero	95.90	402.50	121.20	109.40	714.50
Marzo	455.10	1161.20	336.90	2349.00	2006.20
Abril	245.30	752.90	327.10	573.60	1149.60
Mayo	355.10	1143.80	333.40	2218.40	1963.70
Junio	359.20	1127.60	389.70	2296.30	1913.00
Julio	411.20	741.70	209.30	1410.40	1129.40
Agosto	559.70	1335.90	266.60	1056.70	1994.00
Septiembre	335.20	533.60	1316.60	2833.20	1866.00
Octubre	313.70	900.50	188.10	1791.20	1768.90
Noviembre	371.20	68.50	132.50	2046.00	1413.30
Diciembre	213.10	541.80	123.10	1977.70	1014.80
Total	3883.30	9840.10	3836.50	20310.5	18833.00

ÍNDICE DIESEL EXTRACCIÓN	0.10852	**$ / Ton**
ÍNDICE DIESEL PERFORACIÓN	0.01279	**$ / Ton**

5.5.4.2. COSTO DE EXPLOSIVOS

Meses	Diesel Glns	Nitrato sacos 50 Kg	Emuls. unidad	Fulm. #8 unidad	Inic. Apd 450 Kg	Inic. Apd 225 Kg	Mecha lenta mts	Tecneles unidad	Cord det 5g/mts
Enero	20	37	41	4	0	51	4	24	318
Febrero	30.3	35.5	130	3	28	25	3	23	133
Marzo	93.6	140	100	7	99	99	7	93	395
Abril	83.6	166	957	9	133	159	8	155	528.8
Mayo	41.9	99.5	828	10	73	116	11.5	80	398
Junio	70.5	205.5	691	11	143	144	11	150	739
Julio	40.2	58.3	150	4	43	53	4	42	115
Agosto	121.2	147	726	5	119	164	5.5	145	324
Sept	147.3	124	597	3	67	146	3.5	117	290
Octubre	82.8	100	93	3	74	73	3.5	73	126
Noviemb	132.9	137.5	65	2	95	93	2	106	142
Diciemb	50	65	43	1	44	45	1	49	98
Total	914.3	1315.3	4421	62	918	1168	64	1057	3606.8
Prec. unit	2.0	34.7	68.7	0.1	5.0	2.3	0.1	7.7	0.3
Costos ($)	1828.6	45586.6	303767	8.7	4571.6	2733.1	8.3	8117.8	937.8

ÍNDICE EXPLOSIVOS	0.61260	**$ / Ton**

5.5.4.3. COSTO POR MANTENIMIENTO

Maquinaria	Mantenimiento ($)
Volqueta (R-107)	1041.20
Dumper769	19289.22
Perforadora (ECM590)	24410.25
Tractor (CAT D9N)	25077.87
Excavadora (Retro345)	3090.00
Total	$ 72,908.54

Índice mantenimiento extracción	0.08083	$ / Ton
Índice mantenimiento perforación	0.04068	$ / Ton

5.5.4.4. COSTOS TOTALES

ÍNDICE EXPLOSIVOS	0.61260	$ / Ton
ÍNDICE DIESEL EXTRACCIÓN	0.17622	$ / Ton
ÍNDICE DIESEL PERFORACIÓN	0.01279	$ / Ton
ÍNDICE MANTENIM EXTRACCIÓN	0.08083	$ / Ton
ÍNDICE MANTENIM PERFORACIÓN	0.04068	$ / Ton

ÍNDICE EXTRACCIÓN	0.25705	$ / Ton
ÍNDICE PERFORACIÓN	0.66607	$ / Ton

5.6. RETIRO DE SOBRECARGA EN SECTOR ESTE

Se deben realizar operaciones de destape para su posterior preparación, perforación, voladura y carga del mineral ubicado en la zona Este de la concesión, para tal misión, se delimita la zona a ser estudiada que da como resultado un área en planta de 59.230 m^2 y, tomando en cuenta en los perfiles geológicos que se cuenta con 33 metros de sobrecarga en promedio, en otras palabras, desde la cota 2898 msnm existe estéril, se tiene que evacuar la cantidad de 1'502.816 m^3 de material.

Si tomamos en cuenta la densidad relativa del estéril en 2,5 y una penalización del 10% para el cálculo de toneladas, se tiene que evacuar la cantidad de 4'132.744 Ton (Fig. 5.16). Se ha determinado que se puede mover una tonelada de suelo por $0,257, es así como se debe considerar un gasto de $1'063.000 para poder retirar la sobrecarga de dicha zona y proceder a explotar las reservas de andesita existentes.

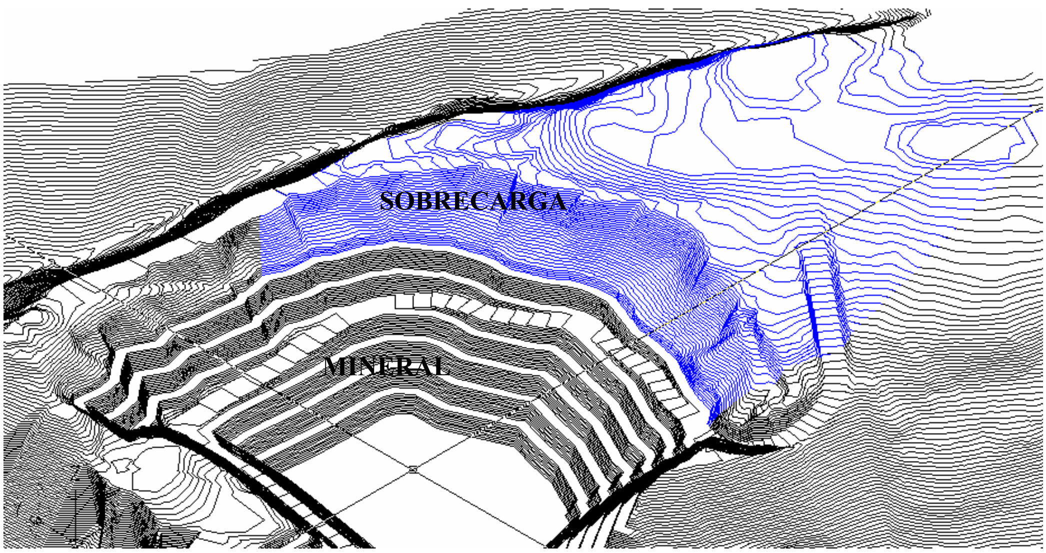


Fig. 5.19. Volumen de sobrecarga a ser removido

5.7. DISEÑO DE ESTABILIDAD DE TALUDES

En la cresta superior de la cantera, existe un grave problema de estabilidad de dichas pendientes pues existen taludes de hasta 80º de inclinación, lo cual provoca serios problemas de seguridad que pueden desembocar en accidentes de trabajo y pérdidas económicas en remediación ambiental. Para tal problema, se debe realizar un diseño de estabilidad de taludes en ese sector teniendo en cuenta los siguientes parámetros:

Talud de banco	65º
Altura de banco	12 m
Berma	6 m
Talud final	46º

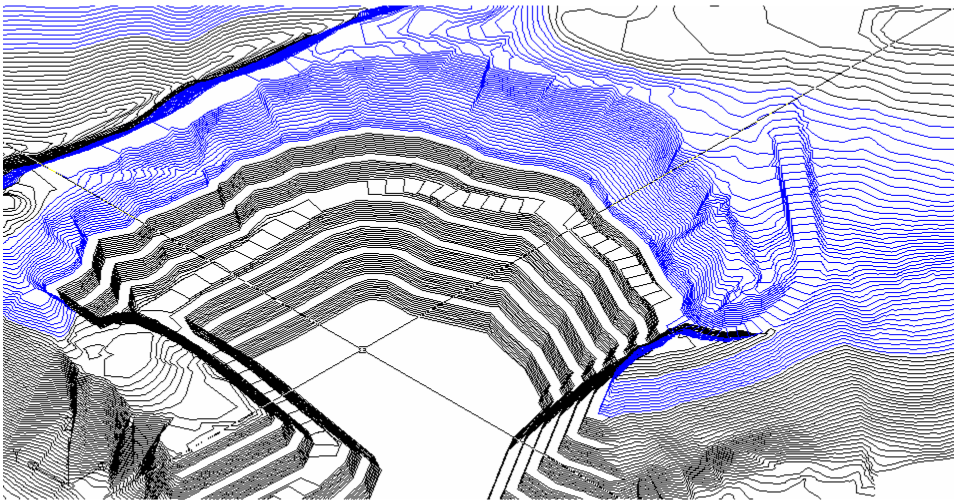


Fig. 5.20. Diseño final de explotación de la cantera (zona color azul comprende desde la cota 2885 msnm hasta la cota 2928 msnm)

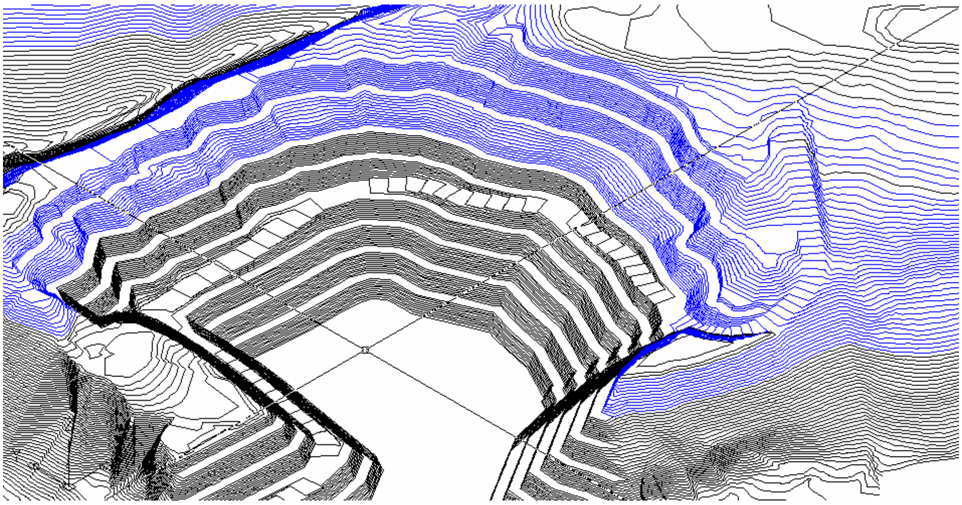


Fig. 5.21. Diseño final de la zona de explotación y diseño de estabilización de taludes en la cresta superior de la cantera (zona color azul comprende desde la cota 2885 msnm hasta la cota 2928 msnm)

Al realizar el estudio del diseño de estabilización de taludes, se parte con la forma de la cantera en el diseño final a mediano plazo (Fig. 5.17) y se determina que el nivel a ser estabilizado por tener problemas en ese sentido es el nivel que comprende desde la cota 2885 msnm hasta la cota 2928 msnm. Al considerar los parámetros geotécnicos anteriormente descritos, se establece que se van a realizar 3 terrazas en las cotas 2897 msnm, 2909 msnm y 2921 msnm, respectivamente (Fig. 5.18).

Se determina que se debe evacuar 72.171,67 m^3 de estéril, si tomamos en cuenta la densidad relativa del estéril en 2,5 y una penalización del 10% para el cálculo de toneladas, se tiene que evacuar la cantidad de 198.472 Ton. Se ha determinado que se puede mover una tonelada de suelo por $0,257, es así como se debe considerar un gasto de $51.000 para poder retirar el material y perfilar los taludes de manera técnica.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. El mineral que se explota en la cantera de estudio es roca andesítica, y como estéril se tienen rocas sedimentarias y andesitas meteorizadas; se espera una producción promedio mensual de 37.500 Ton (450.000 Ton anuales, dato del año 2005), es decir que se va a explotar las reservas probadas y su sobrecarga.

2. Las reservas de andesita por extraer calculadas en la Cantera son de 5'000.000 Ton. La explotación en la cantera es de arriba hacia abajo para así aprovechar la gravedad para remoción de material sucio y además poder controlar los taludes en forma más eficiente y segura. El tiempo de abandono estará dado por la capacidad de transporte y por la capacidad de procesamiento de la planta.

3. El volumen de andesita calculado está penalizado con un 20% aproximadamente a fin de ser conservadores al momento de calcular reservas en cuanto a variaciones del área promedio, pérdidas de roca útil en la voladura, zonas de presencia de estériles, errores en la

determinación de los límites del yacimiento y zonas de contacto geológico además de precisión en la topografía.

4. Las reservas estimadas en los frentes de explotación son las necesarias para satisfacer la demanda de la cantera para un periodo de aproximado de 11 años, tal vida útil se puede extender si se diseña y explotan las reservas del sector Este del área de estudio.

5. Se calcula que existen reservas para 20 años de producción en los parámetros actuales lo cual se debe analizar el impacto económico con un estudio mas detallado.

6. Para el correcto diseño de una mina a cielo abierto se tiene que haber cubierto la etapa de investigación geológica y exploración minera, fruto de la cual se obtendrá el modelo geológico del yacimiento con todas sus características litológicas y estructurales, que permitirán optimizar la geometría del hueco final y establecer la planificación de las labores, el control y previsión de la calidad de los minerales y, en suma, la rentabilidad del negocio.

7. Para poder tener un correcto diseño de la cantera y su correspondiente planificación minera, los factores necesarios para

realizar dichos trabajos son los de recopilar la información base tanto bibliográfica como de campo (topografía), luego de lo cual se puede definir la geología y los parámetros ambientales a ser usados, se procede a calcular las reservas con los criterios geométricos, geomecánicos, operativos y ambientales necesarios para poder determinar los límites finales de explotación, luego de lo cual se procede a realizar la planificación minera para después realizar un análisis de estabilidad y mostrar el diseño final aprobado.

8. Las vías de acceso a la explotación se las ha propuesto en los lados Este y Oeste de la cantera a fin de ingresar la excavadora, tractor, los volquetes y la perforadora, perpendicular a la dirección del avance.

9. Se debe emplear la perforación mecanizada del tipo de "perforación por banqueo", que es el mejor método para la voladura de rocas ya que dispone de un frente libre para la salida y proyección del material permitiendo una sistematización de las labores; tiene una sobreperforación de 1 m cada barreno. El transporte del material volado se lo debe realizar con volquetes convencionales debido a que la distancia de transporte es de aproximadamente 700 m.

10. El transporte del material debe realizarse desde la zona de explotación hacia la planta de trituración primaria, algunas de ellas van avanzando con los trabajos de explotación de los bloques; las pendientes de las vías no debe exceder del 10% y estas pueden ser hechas con el material de cobertura.

11. A fin de realizar un correcto diseño de la mina, se deben programar los avances para poder perfilar los bancos finales en la cantera. Por ello se establece como cota base a la cota 2865, pues es el piso que se encuentra actualmente bien nivelado y será el punto de partida para el diseño.

12. Para la realización de la Planificación Minera de la cantera se realizó el diseño de 6 Niveles de Explotación, a la vez estos fueron segmentados por 8 perfiles topográficos, los mismos que dividen a los niveles en 7 bloques, todo esto define un total de 42 bloques independientes.

13. La Administración de la Cantera deberá realizar una planificación para un periodo mayor de tiempo, ya que ésta le permitirá estimar los siguientes bancos y reservas a explotar.

14. Como tareas adicionales a la planificación, la Administración de la Cantera deberá llevar un mantenimiento continuo de las vías de acarreo, para que no existan daños en la maquinaria de transporte, originando retrasos en los trabajos de explotación.

15. Se debe tener presente que a la par de las operaciones mineras, se deben realizar trabajos en la vía de acceso y realizar labores de limpieza de la sobrecarga de la zona Este de la cantera a fin de destapar las reservas en ese sector y aumentar la vida útil de la misma además de realizar la estabilización de taludes de la cresta superior.

16. Para empezar las operaciones mineras, se debe tener presente que se deben mantener las vías de acceso actuales y que se deben explotar los 2 primeros niveles a fin de tener listo todo para empezar a explotar los niveles inferiores siguientes. Para explotar los 2 niveles superiores y dejarlos en su diseño a mediano plazo, se debe sectorizar cada nivel en bloques de explotación.

17. En la cresta superior de la cantera, existe un grave problema de estabilidad de dichas pendientes pues existen taludes de hasta 80º de inclinación, lo cual provoca serios problemas de seguridad que

pueden desembocar en accidentes de trabajo y pérdidas económicas en remediación ambiental.

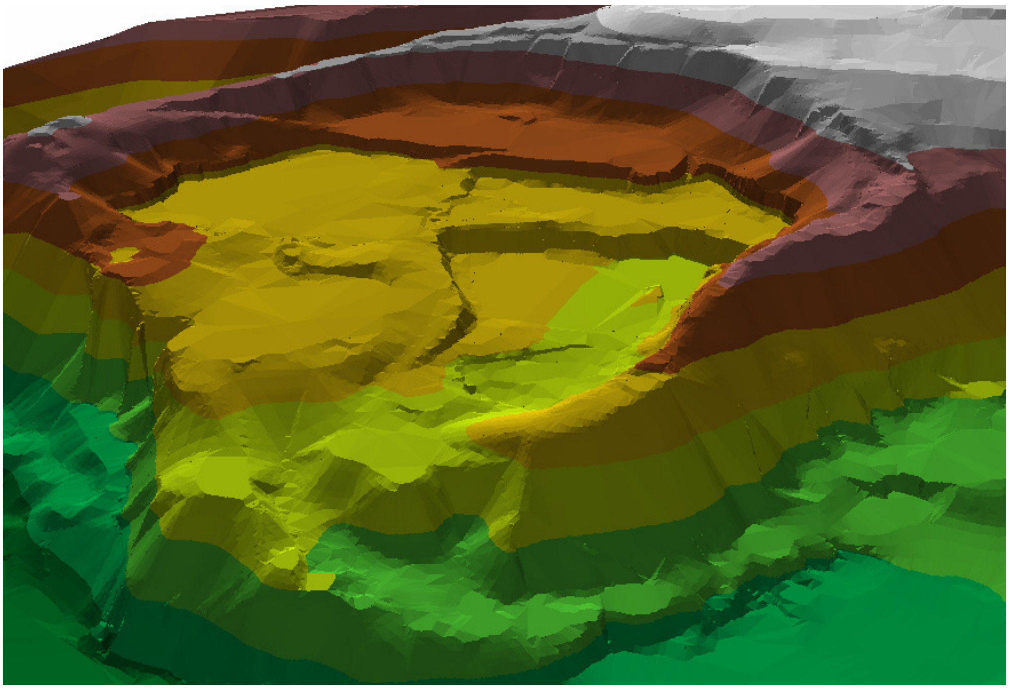
18. El sitio de depósito del material de desalojo, una vez colmatada su capacidad, deberá ser reforestado, para recuperar el área, para su posterior uso como área verde.

19. Los frentes de explotación actuales de la cantera podrán ser utilizados como nuevos sitios de depósito de material de desalojo, cuando las operaciones mineras terminen, ya que su configuración topográfica será la ideal para ser usado como depósito.

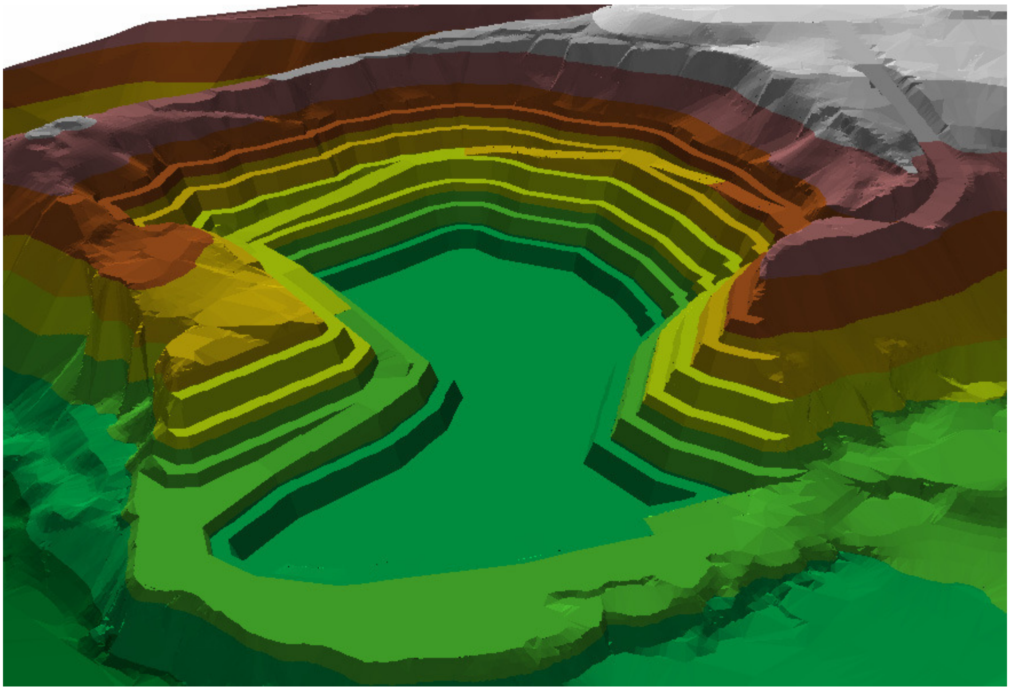
ANEXOS

ANEXO 1: MODELO DIGITAL DEL TERRENO

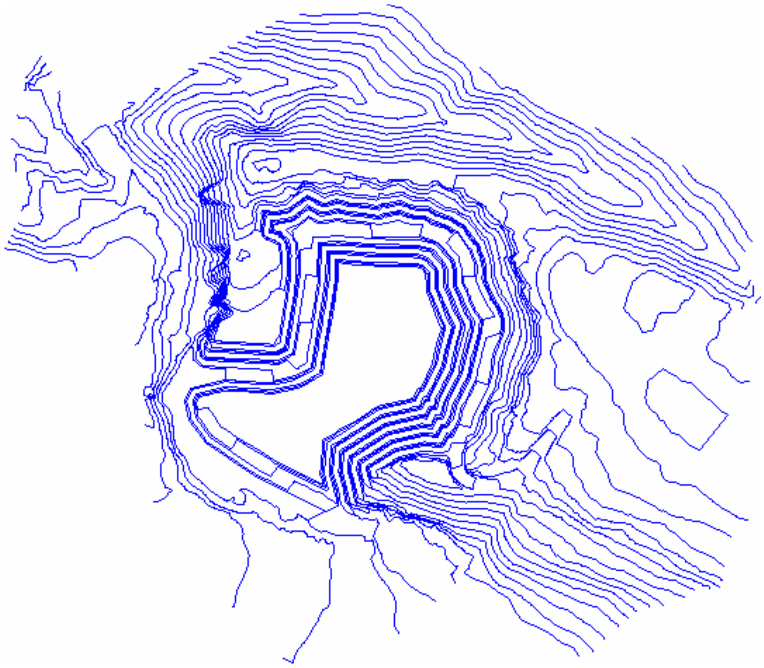
MODELO DIGITAL DEL TERRENO EN SU ESTADO ACTUAL



MODELO DIGITAL DEL TERRENO DEL DISEÑO A MEDIANO PLAZO

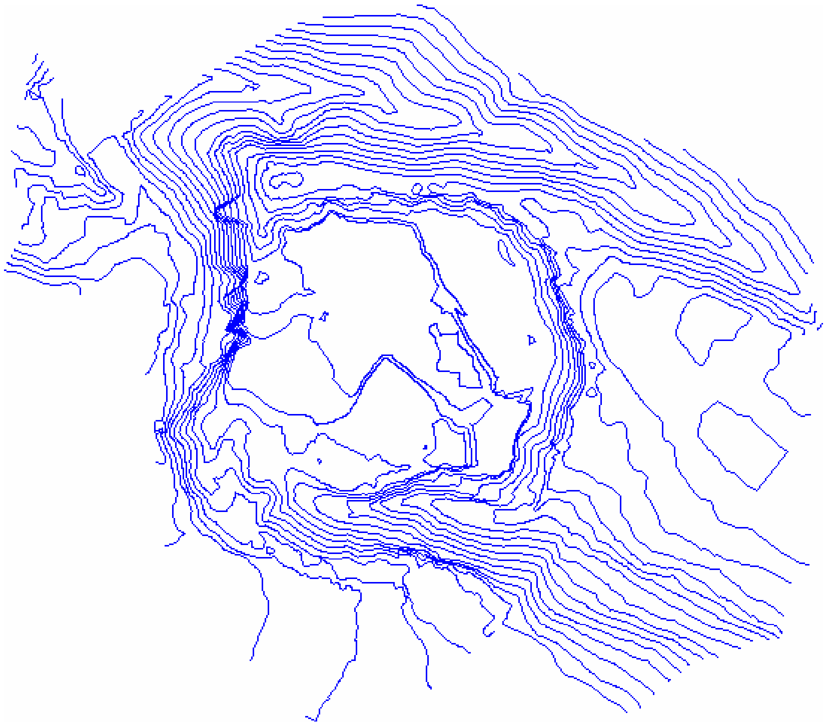


ANEXO 2: CURVAS DE NIVEL DE LA TOPOGRAFÍA



ARRIBA: CURVAS DE NIVEL DEL DISEÑO A MEDIANO PLAZO

ABAJO: CURVAS DE NIVEL DE LA TOPOGRAFÍA ACTUAL



ANEXO 3: DETALLE DE SOFTWARE Y EQUIPO UTILIZADO

SOFTWARE:

ArcView 3.2.- Gestor de Sistemas de Información Geográfica que integra información alfanumérica con información vectorial procedente de una imagen raster y/o gráficos CAD; sus módulos: Image Analyst, Spatial Analyst, 3-D Analyst, sirven de herramientas para la creación y análisis de diversos tipos de información tanto raster como vectoriales: georeferenciación y vectorización de fotografías aéreas y de satélite, creación y edición de modelos digitales del terreno, presentación de alta calidad de mapas temáticos, etc..

AutoCad 2007.- Potente interfase de trabajo para diseñar y dibujar objetos en dos y tres dimensiones con las herramientas necesarias para obtener información espacial de datos vectoriales.

GeoCalc.- Conversor de coordenadas geográficas a UTM en los diferentes geoides disponibles

CivilCad 2005.- Módulo de AutoCad que sirve para la realización de curvas de nivel y perfiles del terreno a partir de un modelo digital del terreno con el método de triangulación simple.

Spectrum Survey V 3.2.- Interfase para la transmisión y procesamiento de datos tomados por los equipos Sokkia Stratus a fin de corregir diferencialmente los datos de campo y exportarlos a un software de diseño gráfico en formato DXF.

Utilitarios Windows.- Uso de gestores en el sistema operativo Windows: Word, PowerPoint, Excel, scanner, antivirus, compresores, Nokia PC Suite, Internet Explorer, Adobe Reader, etc.

EQUIPOS MANEJADOS

Topografía: Estación Total Sokkia, Brújula de Geólogo Brunton.

GPS: GeoExplorer III, Garmin eTrex.

ANEXO 4: GLOSARIO

A

Abandono: Causal de extinción de los derechos mineros. Se configura cuando se incumplen las normas del procedimiento minero.

Afloramiento: Minerales o rocas que se encuentra en la superficie plenamente visibles.

Alta calidad: Mineral de alta pureza. Se refiere a la minería selectiva del mejor mineral existente en un depósito.

Alteración: Cualquier cambio físico o químico que las rocas y minerales sufren después de su formación. Cambio más gradual y localizado que la metamorfosis.

Altura de banco: Es la diferencia vertical entre el área superior horizontal y el área inferior.

Anfo: Acrónico de (ammonium nitrate and fuel oil) nitrato de amonio y petróleo combustible, mezcla utilizada en muchas minas como agente detonador.

B

Banco: Un banco puede ser comparado a un escalón en el terreno.

Barreno: Hoyo taladrado en el que se coloca un explosivo para hacerlo estallar y que se utiliza como fuente de energía para producir actividad sísmica.

Broca: Extremidad cortante de un taladro, generalmente hecha de un material muy duro, como diamante industrial o carburo de tungsteno.

C

Cara libre: Se llama cara libre de labor a una zona o roca que se quiere volar, a cada uno de los lados que están en contacto con el aire, según un cubo imaginario tomado para comparación.

Carga específica o factor de potencia: Es la cantidad de explosivo usada por volumen de roca volada.

Carga de fondo: Es la carga más potente que es requerida en el fondo del taladro, debido a que la roca es más resistente en esa parte.

Carga de columna: Es la carga encima de la carga de fondo. Puede ser de menor potencia ya que la roca, en esta parte, no es tan resistente.

Catastro Minero: Registro de los derechos mineros, establecido metódicamente para estructurar su información, en cuanto a su ubicación, de manera ordenada, global y con certeza.

Cizallamiento: Deformación de rocas por movimiento lateral a lo largo de innumerables planos paralelos; generalmente, esa deformación es provocada por presión y produce estructuras metamórficas, como el clivaje y la equistosidad.

Costo: Los beneficios sacrificados para adquirir bienes y servicios. El valor del sacrificio hecho para adquirir bienes o servicios.

Concesión Minera: Derecho minero que otorga la facultad de explotar un determinado yacimiento minero, emerge de un título concedido. Bien inmueble distinto del predio en el que se encuentra ubicado y es además un sólido de profundidad indefinida, limitado por planos verticales cuyos vértices están referidos a coordenadas UTM.

Contratos Mineros: Acuerdos de derecho privado y de derecho público previstos en la Ley de Minería, los cuales deben ser inscritos para que generen efectos jurídicos frente al Estado y terceros.

Coordenadas UTM: (Universal Transversal Mercator). Coordenadas planas, empleadas por el Instituto Geográfico Militar en la Carta Nacional.

Cuadrícula: Unidad básica del petitorio de 100 hectáreas delimitada por coordenadas UTM.

D

Declive: Talud empinado o inclinación acentuada que acompaña el margen de una meseta, mesa o terraza.

Diámetro del barreno: Es el diámetro del agujero que se va a perforar, y que tiene forma de cilindro alargado.

E

Espaciamiento: Es la distancia entre dos taladros, uno junto a otro en la misma hilera de taladros.

Estratificación: Disposición de rocas sedimentarias en estratos o capas.

Estudio de Impacto Ambiental: Informe en escrito que es recopilado antes de iniciar la operación minera, este estudio examina los efectos que tendrán las actividades mineras sobre las áreas circundantes naturales de una propiedad de exploración.

Explotación: Desarrollo de las operaciones mineras en sí, de un yacimiento dado.

F

Falla: Resquebrajadura en la corteza terrestre por fuerzas tectónicas, que separaron a la roca; las fallas pueden extenderse por muchos kilómetros o tener apenas algunos centímetros de longitud; análogamente, el movimiento o desplazamiento a lo largo de la falla puede variar enormemente.

Fragmentos o detritos: Los fragmentos de roca que la perforadora desplaza y que salen a la superficie con el lodo de inyección.

G

Geología: Ciencia que se ocupa del estudio de las rocas que componen la tierra.

I

Inclinación: Ángulo vertical que el yacimiento forma entre el plano horizontal en dirección al talud.

Inclinación del barreno: Los taladros en un banco pueden ser perforados verticalmente ó inclinados. Cuanto más se inclinen los taladros, menos constricción tendrán ya que el ángulo de deflexión en el fondo aumenta con el incremento de inclinación

Infiltración: Término de hidrología, movimiento de agua de la superficie al interior del suelo. Infiltración es igual a la precipitación total menos la pérdida debido a la intercepción por la vegetación, retención en las depresiones sobre la superficie terrestre, evaporación de las superficies húmedas y escorrentía.

Instalaciones: Edificio o grupo de edificios así como los equipos incluidos en ellos, en el/los cual/es se ejecuta un proceso o una operación; en la mina, se incluyen los almacenes, el equipo de grúas, los compresores, los talleres de mantenimiento, las oficinas y la molienda o concentración.

L

Lava: Flujo rocoso en estado incandescente que asciende desde el interior de la tierra, recorriendo a veces grandes distancias. Roca formada al solidificarse el flujo incandescente.

Longitud del barreno: Es el largo del hueco perforado, el mismo que por una causa de la inclinación y la sobreperforación, será mas largo que la altura del banco.

M

Material excavado: Material o roca que fueron disgregados por detonación.

Mecánica de rocas: Estudio de las propiedades mecánicas de las rocas, que incluye condiciones de tensión alrededor de las galerías y la capacidad de las rocas, y de las estructuras subterráneas de soportar estas tensiones.

Mina: Explotación, a base de pozos, perforaciones y galerías o a cielo abierto, de un yacimiento mineral.

Mina a Cielo Abierto: Mina en la superficie, expuesta a la luz solar, como una cantera.

Mineral probable: Es aquel cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo, en base a las características geológicas conocidas de un yacimiento.

Mineral probado: Es aquel que como consecuencia de las labores realizadas, de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, no prevé riesgo de la discontinuidad.

Mineral: Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc.

Minerales: Cuerpos homogéneos de origen natural que componen la corteza terrestre sean fruto de combinaciones químicas o elementos.

Minería: Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.

Mina de superficie: Mina a cielo abierto que se mina retirando la sobrecarga, recuperando el mineral y después desechando la sobrecarga.

Minerales industriales: Minerales no metálicos y no combustibles utilizados en su estado natural en la industria química y manufacturera, estos minerales requieren cierto beneficio antes de su uso. Ejemplos: yeso, sal, grafito, mica, gava, agregados para la construcción, entre otros.

Molienda: Etapa de reducción de tamaño posterior al chancado que utiliza los equipos denominados molinos (estructuras giratorias continuas).

P

Perforadora: Agujereador hidráulico para perforar las rocas formando agujeros de diámetro pequeño destinados a la detonación o a la instalación de pernos de anclaje para la roca.

Perforación específica ó factor de perforación: Es la expresión usada para el número de metros que deben ser perforados por volumen de roca volada.

Período o era: Una de las grandes divisiones del tiempo geológico, un ejemplo es el período precámbrico.

Piedra o distancia de menor resistencia: Es la distancia perpendicular entre dos hileras adyacentes de taladros. Se mide en ángulo recto con la inclinación del barreno. En taladros inclinados no será, pues, igual a la distancia que puede ser medida sobre la superficie superior del banco.

Polvo: En las minas se denomina polvo al material sólido finamente fragmentado, que se encuentran en suspensión en el ambiente. Es de composición y concentración diversa, siendo generado en mayor o menor grado durante las operaciones mineras; constituye un peligro para la salud del trabajador expuesto al aire contaminado, produce una serie de enfermedades conocidas con el término genérico de neumoconiosis.

Prospección: Investigación que se realiza para determinar áreas de posible mineralización, por medio de indicaciones químicas y físicas, medidas con instrumentos y técnicas de precisión.

R

Restauración: Recuperación de la estructura, función y procesos del ecosistema original.

Retacado: Es usado en la parte sin carga superior del barreno y consiste de arena seca, detrito ó similares. El propósito del retacado es, por ejemplo, evitar que al momento de la detonación los gases de dirijan hacia arriba arrastrando partículas de roca alrededor del collar (boca) del taladro.

Retirar cobertura: Retirar la piedra en exceso inútil que va siendo depositada en un yacimiento, dejándola preparada para explotación a cielo abierto.

Reservas de mineral: Se llama reserva de mineral de una mina a la suma de mineral probado y probable existente en ella, que sea económicamente explotable.

Roca: Cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre.

Roca ácida: En general, esta expresión se refiere a una roca ígnea que contiene un alto porcentaje de sílice (mayor de 65%).

Roca intermedia: Roca ígnea que contiene entre un 52% y un 65% de cuarzo.

Roca intrusiva: Roca ígnea formada por la consolidación del magma incrustado en otras rocas, en contraste con la lava (rocas ígneas efusivas) que se expulsa hacia la superficie terrestre.

Rocas básicas: Rocas ígneas con bajo grado se sílice, compuestas principalmente de minerales de color oscuro.

Rocas ígneas: Rocas formadas por la solidificación de material fundido que tuvo origen en el interior de la tierra.

Rocas metamórficas: Rocas que han sufrido un cambio de textura o composición a consecuencia de calor y presión.

Rocas sedimentarias: Rocas secundarias que se formaron a partir de materiales provenientes de otras rocas depositadas debajo del agua.

S

Sedimentos: Depósitos no consolidados de sedimentos finos que se encuentran generalmente en el fondo de los lagos.

Sobrecarga: Rocas y tierra que se retiran antes de comenzar la minería.

Sobreperforación: Es el exceso de longitud de un taladro, situado bajo el fondo teórico del banco.

T

Título Minero: Documento público que contiene el derecho minero concedido por la autoridad minera y que deriva de un acto administrativo formal y consentido.

V

Voladura de bancos: La voladura de bancos es el método predominante, tanto para minas a cielo abierto, así como también para los diferentes trabajos de ingeniería civil. Además es aplicado, aunque en menor proporción, en trabajos subterráneos.

Y

Yacimiento: Es un lugar donde se encuentra un fósil o un mineral. Normalmente se restringe al sentido de yacimiento, identificándolo con el yacimiento metalífero entendiendo por ello toda acumulación o concentración de una o más substancias útiles que pueden ser explotadas económicamente.

BIBLIOGRAFÍA

1. ASOCIACIÓN ASTEC - F. ROMO CONSULTORES – LEÓN&GODOY, *Propuesta de Red Vial Básica para Optimizar el Desarrollo de la Zona Nororiental del Distrito Metropolitano de Quito, incluyendo El Naiq y La Zona Franca*, Ecuador.

2. BERNAOLA ALONSO JOSÉ, *Fundamentos de Diseño de Voladuras*, Madrid, 1991.

3. BUSTILLO M., Y LÓPEZ JIMENO C., *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*, Madrid, 1997.

4. DÍAZ ÁVILA JAIME, LLEDÓ ARAYA PATRICIO, Universidad de Santiago de Chile - Departamento de Ingeniería en Minas, *Curso de Minería a Cielo Abierto Planificación, Operación y Geomecánica Aplicada,* Chile, Agosto – 2006.

5. DR. ORTIZ DE URBINA FERNANDO PLÁ, DR. HERRERA HERBERT JUAN Y DR. LÓPEZ ABURTO VÍCTOR MANUEL, Universidad Politécnica de Madrid, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, *Cátedra de Laboreo de Minas Curso de Laboreo II y Explosivos*, España, Abril 2002.

6. DR. ORTÍZ DE URBINA FERNANDO PLÁ, *Fundamentos de Laboreo de Minas*, España, 1994.

7. ENTRIX INC. ECUADOR, *Oleoducto de Crudos Pesados. Estudios Ambientales Complementarios. Estudio de Impacto y Plan de Manejo Ambiental para la Bodega Pifo, Ecuador,* Diciembre 2005.

8. ENTRIX INC. ECUADOR, *Oleoducto de Crudos Pesados. Estudios Ambientales Complementarios. Estudio de Impacto y Plan de Manejo Ambiental para la Bodega Quito*, Ecuador, Noviembre 2005.

9. ESTUDIOS MINEROS DEL PERÚ S.A.C, *Manual de Minería,* Lima – Perú.

10. FERNÁNDEZ RAFAEL – RUBIO / FERNÁNDEZ LORCA SERGIO / ESTÉBAN ARLE JORGER, *Abandono de Minas "Impacto Hidrológico"*, Madrid, 1986.

11. HOLMBERG – LANGEFORS – KIHLSTROM – DU PONT – OLAVARIA – ARCE – CONTRERAS, *Nuevo Concepto de Prevención de Riesgos en la Minería*, España, 1982.

12. IBGE, *Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto*, Madrid, 1995.

13. INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA, *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, España, 1987.

14. INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA, *Manual de Ingeniería de Taludes*, España, 1991.

15. LOBO MARANHAO RICARDO JORGE, *Curso de Evaluación de Yacimientos Minerales*, 1991.

16. M. REGUEIRO – BARROS Y M. LOMBARDERO BARCELÓ, *Innovaciones y Avances en el Sector de las Rocas y Minerales Industriales*, España, 1996.

17. PONENCIAS DEL COMITÉ PERUANO DE MECÁNICA DE SUELOS, FUNDACIONES Y MECÁNICA DE ROCAS, *I Simposio Nacional de Mecánica de Rocas*, Perú, 1993.