

ENTRENAMIENTO INDUSTRIAL

(MINERÍA DE CAMPO)

Propuesta de plan de explotación para el nivel 18 de Mina II en Canteras del Distrito Capital S.A., Hacienda Mamera, Parroquia Antímano, Municipio Libertador, Distrito Capital, Venezuela

Informe de Pasantía
Br. Zerpa M., Zadkiel D.
Escuela Geología, Minas y Geofísica
Facultad de Ingeniería
Universidad Central de Venezuela

Caracas, febrero de 2018

ENTRENAMIENTO INDUSTRIAL

(MINERÍA DE CAMPO)

Propuesta de plan de explotación para el nivel 18 de Mina II en Canteras del Distrito Capital S.A., Hacienda Mamera, Parroquia Antímano, Municipio Libertador, Distrito Capital, Venezuela

TUTORA ACADÉMICA: Ing. Sasha Cazal
TUTORA INDUSTRIAL: Ing. Kareudys González

Caracas, febrero de 2018

***PROPUESTA DE PLAN DE EXPLOTACIÓN PARA EL NIVEL 18 DE MINA II EN
CANTERAS DEL DISTRITO CAPITAL S.A., HACIENDA MAMERA, PARROQUIA
ANTÍMANO, MUNICIPIO LIBERTADOR, DISTRITO CAPITAL, VENEZUELA***

Tutora Industrial: Ing. Kareudys González

Canteras del Distrito Capital S.A. Ministerio del Poder Popular para el Desarrollo Minero
Ecológico, Antímano 1000A, Venezuela. Correo:ing.kareudys.gonzalez.cdc@gmail.com

Tutora académica: Ing. Sasha Cazal¹

Autor: Br. Zadkiel Zerpa²

Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Facultad de Ingeniería, Universidad Central de
Venezuela, Caracas 1020A, Venezuela. ¹Correo:sasha_182@hotmail.com

²Correo:zadkielzerpa@gmail.com

RESUMEN

Se plantea una propuesta para la explotación del nivel 18 de Mina II, de la empresa Canteras del Distrito Capital S. A, para ello, se requiere inicialmente la adecuación de las vías conexas al nivel 18. El desarrollo metodológico se basa en el levantamiento de datos topográficos y geológicos para definir las deficiencias tanto viales para el acceso al nivel 18 como estructurales en los bancos del nivel 17 y 18. Los resultados de adecuación vial tienen como fundamento el uso óptimo del material de corte y relleno y el aprovechamiento de la infraestructura ya establecida, mientras que el resultado para el avance en el nivel 18 se estructura en función de la geología de superficie conocida. Para la adecuación vial se opta por realizar dos vías (ambas de un solo carril), la primera vía denominada “Acceso” sirve sólo para el ascenso de los vehículos a los niveles superiores de Mina II y la segunda vía denominada “Cují” es utilizada sólo para el descenso de los vehículos desde los niveles superiores de Mina II. Con respecto al avance de la explotación del nivel 18, se decide generar una plataforma en el nivel 17 con un ancho operativo promedio de 71 m, la berma de 6 m de ancho del nivel 18 se delimita como una vía que abarca desde la entrada de la vía “Acceso” hasta la rampa que enlaza los niveles 17 y 18. El lindero del nivel 18 se establece de esa forma para avanzar hasta donde se tiene el conocimiento de la geología superficial y evitar atacar una zona con material principalmente terrígeno o estéril. Se plantea un formato de voladura diferente al estipulado por la empresa para atacar los problemas de sobre tamaño, llegándose a obtener con el nuevo diseño un mallado de perforación más abierto en el espaciamiento, disminuyendo el retiro y aumentando el factor de carga a $0,52 \frac{kg}{m^3}$.

Palabras claves: vialidad, avance de explotación, voladura, nivel 18.

AGRADECIMIENTOS

Principalmente a mi familia por su apoyo incondicional a lo largo de mi carrera, le agradezco a todos los trabajadores de la empresa Canteras del Distrito Capital S.A., por haberme guiado en cualquier duda que se me presentase a lo largo de la pasantía, y principalmente un agradecimiento especial a la Ing. Kareudys González, Geól. Pablo Matos, Tec. Miguel Carrillo y a la Br. Osmarly Montilla, por estar siempre pendientes de mi desempeño en el entrenamiento industrial.

TABLA DE CONTENIDO

INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I.....	2
1. GENERALIDADES DE LA EMPRESA Y DE LA ZONA DE ESTUDIO.....	2
1.1. Ubicación geográfica.....	2
1.2. Reseña histórica.....	4
1.3. Visión.....	4
1.4. Misión.....	4
1.5. Estructura organizativa.....	4
1.6. Proceso productivo.....	5
1.7. Características generales de la zona de estudio.....	7
1.7.1. Topografía.....	7
1.7.2. Drenaje natural.....	7
1.7.3. Vegetación.....	7
1.7.4. Temperatura y humedad relativa media.....	7
1.7.5. Precipitaciones.....	8
1.8. Marco geológico.....	9
1.8.1. Geología regional.....	9
1.8.2. Geología local.....	11
1.8.3. Geología estructural.....	12
1.8.4. Características geomecánicas de la roca.....	14
CAPÍTULO II.....	15
2. EL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN.....	15
2.1. Planteamiento del problema.....	15
2.2. Objetivo general.....	15
2.3. Objetivos específicos.....	15
2.4. Justificación de la investigación.....	16
2.5. Alcance de la investigación.....	16
2.6. Limitaciones.....	16
CAPÍTULO III.....	18
3. MARCO TEÓRICO.....	18
3.1. Antecedentes del informe.....	18

3.2. Bases teóricas	19
3.2.1. Fosa abierta o Pit	19
3.2.2. Cantera.....	20
3.2.3. Planificación minera	20
3.2.4. Criterios principales para el diseño de minas	21
3.2.5. Parámetros geométricos.....	21
3.2.6. Parámetros geotécnicos	24
3.2.6.1. Factores que afectan la seguridad de las operaciones.....	24
3.2.6.2. Heterogeneidad de los macizos rocosos	24
3.2.6.3. Ángulos recomendados para diseños preliminares de explotación	25
3.2.6.4. Tipos de rotura en taludes rocosos	25
3.2.6.5. Factores influyentes en la estabilidad de taludes.....	26
3.2.6.6. Ensayo de desgaste de Los Ángeles	27
Fuente: Bustillo & López (1997).....	27
3.2.7. Parámetros operativos	27
3.2.7.1. Ancho Operativo	27
3.2.8. Diseño de pistas mineras	28
3.2.8.1. Criterios básicos de diseño	29
3.2.8.2. Categoría de los vehículos para el diseño de pistas.....	29
3.2.8.3. Alineaciones rectas	29
3.2.8.4. Curvas.....	30
3.2.8.5. Inclinação de la rasante	30
3.2.8.6. Anchura	31
3.2.8.7. Sobreanchos en curvas.....	32
3.2.8.8. Pendiente transversal	32
3.2.8.9. Diseño estructural	33
3.2.9. Diseño de voladura	37
CAPÍTULO IV	39
4. MARCO METODOLÓGICO	39
4.1. Tipo de informe	39
4.2. Diseño del informe	39
4.3. Población y muestra	39
4.4. Recursos para la realización del informe.....	39

4.5. Tareas en función de los objetivos	40
CAPÍTULO V	41
5. PROCESO DE ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS	41
5.1. Reconocimiento topográfico.....	41
5.1.1. Actualización topográfica.....	42
5.1.2. Medición de elementos viales.....	44
5.1.2.1. Vía Acceso.....	44
5.1.2.2. Vía Cují	47
5.1.3. Medición de elementos geométricos y estructurales de los niveles 17 y 18 ..	49
5.2. Reconocimiento geológico	52
5.3. Equipos disponibles en la cantera.....	55
5.3.1. Dimensión de los equipos de mayor envergadura	55
5.3.1.1. Cargador frontal CAT 988B	55
5.3.1.2. Camión roquero CAT 769C	56
5.4. Histórico de voladura.....	56
CAPÍTULO VI	58
6. ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	58
6.1. Adecuación de las vías	58
6.1.1. Vía “Acceso”	58
6.1.2. Vía “Cují”	60
6.1.3. Balance de masas del corte y relleno.....	62
6.1.4. Ensamblaje de vías	63
6.2. Rendimiento del equipo de acarreo	65
6.2.1. Rendimiento de tracción en la vía Acceso	65
6.2.2. Rendimiento al freno de la vía Cují.....	66
6.2.3. Tiempo de ciclo estimado.....	67
6.3. Avance de explotación en el nivel 18.....	68
6.3.1. Diseño de perforación y voladura.....	69
6.3.1.1. Parámetros geométricos.....	69
6.3.1.2. Parámetros intrínsecos a los explosivos	70
6.3.1.3. Parámetros relativos al mallado.....	71
6.3.1.4. Cantidad de materiales necesarios para voladura	71
CONCLUSIONES.....	73

RECOMENDACIONES	74
REFERENCIAS	75
ANEXOS	77
ANEXO I “REPLANTEO DE LOS PARÁMETROS CONTROLABLES EN LAS VOLADURAS”	78
Parámetros geométricos.....	79
Parámetros de los explosivos.....	80
Parámetros del mallado	80
Cantidad de materiales para la detonación	81
Coordenadas de los barrenos	82

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas UTM, huso 19 P, REGVEN de la Cantera del Distrito Capital S.A. .	3
Tabla 2. Resultados de ensayos por el Método de Desgaste Los Ángeles	14
Tabla 3. Factores principales que afectan la estabilidad de los taludes.....	26
Tabla 4. Coeficiente de calidad de la roca según el ensayo de Los Ángeles.....	27
Tabla 5. Categoría de volquetes en función de la capacidad de carga	29
Tabla 6. Peraltes y velocidades de recorrido relacionados con radios de curvatura	30
Tabla 7. Anchuras mínimas recomendadas para pistas mineras	31
Tabla 8. Caracterización del terreno para explanadas naturales en roca	34
Tabla 9. Categoría de la explanada en función de su capacidad de soporte	35
Tabla 10. Características de los áridos a emplear para materiales tipo macadam.....	36
Tabla 11. Plan de trabajo semanal	40
Tabla 12. Alineación de la vía de Acceso	45
Tabla 13. Alineación de la vía del Cují	48
Tabla 14. Levantamiento de puntos específicos en la zona del desarrollo.....	50
Tabla 15. Levantamiento de Poligonal Bordeando Rampa y Nivel 17	50
Tabla 16. Levantamiento de Poligonal Bordeando Nivel 18.....	50
Tabla 17. Equipos operativos en la cantera para mayo del 2017	55
Tabla 18. Dimensiones del Cargador Frontal 988B	56
Tabla 19. Dimensiones y peso bruto del Camión Roquero 769C Fuente:	56
Tabla 20. Volumen de corte y relleno acumulado en la vía de acceso.....	60
Tabla 21. Volumen de corte y relleno en rasante del Cují	61
Tabla 22. Balance de masas aproximado del corte y relleno de las vías.....	62
Tabla 23. Parámetros geométricos de la sección transversal de las vías Acceso y Cují	64
Tabla 24. Especificaciones generales del CAT 769C.....	65
Tabla 25. Tiempo estimado de recorrido.....	68
Tabla 26. Parámetros geométricos del Pit de la cantera CDC.....	69
Tabla 27. Parámetros geométricos de voladura.....	70
Tabla 28. Parámetros intrínsecos a los explosivos	70
Tabla 29. Parámetros relativos al mallado.....	71
Tabla 30. Cantidad de materiales para voladura.....	72

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación Geográfica de la Cantera	3
Figura 2. Organigrama de la empresa.....	5
Figura 3. Diagrama de flujo del sistema productivo de la empresa	6
Figura 4. Gráfico correlativo de las variaciones de humedad y temperatura en la Hacienda Mamera.....	8
Figura 5. Gráfico correlativo de las precipitaciones en la Hacienda Mamera.....	9
Figura 6. Relación espacial entra Canteras del Distrito Capital y la formación Antímamo..	10
Figura 7. Litología que aflora en Mina II, vista al Norte	12
Figura 8. Sistemas de diaclasas	13
Figura 9. Esquema general de una explotación a fosa abierta.....	19
Figura 10. Esquema general de una explotación tipo cantera	20
Figura 11. Esquema de los parámetros geométricos principales utilizados en la minería a cielo abierto	23
Figura 12. Esquema del ángulo de talud final	24
Figura 13. Identificación gráfica de diferentes tipos de rotura de taludes rocosos a partir de los diagramas de polos.....	26
Figura 14. Ancho de operación para actividades de perforación	28
Figura 15. Ancho operativo para frentes de carga.....	28
Figura 16. Configuración de bombeos y peraltes	33
Figura 17. Transmisión de la carga sobre la explanada.....	34
Figura 18. Secciones estructurales de firmes de pistas mineras	36
Figura 19. Delimitación de las partes principales del estudio	41
Figura 20. Plano topográfico suministrado con las vías conexas al nivel 18	42
Figura 21. Definición de un polígono en la zona de estudio	43
Figura 22. Generación de curvas de nivel a través de Global Mapper	43
Figura 23. Topografía actualizada CDC 2017.....	44
Figura 24. Perfil de elevación de la alineación de Acceso	46
Figura 25. Vista satelital de la vía de acceso.....	46
Figura 26. Proyección de la alineación de la vía de Acceso en Civil 3D.....	46
Figura 27. Vista satelital de la vía Cují	47
Figura 28. Levantamiento de la alineación de la vía Cují	48
Figura 29. Perfil de elevación de la alineación del Cují.....	49
Figura 30. Modelo aproximado a la topografía en los niveles 17 y 18	51
Figura 31. Modelado aproximado a la topografía en los niveles 17 y 18.....	51
Figura 32. Delimitación satelital de los niveles 17 y 18.....	51
Figura 33. Esquema general de secuencia estratigráfica en el anticlinal que aflora en Mina II (zona Este de la cantera)	52
Figura 34. Esquema general de secuencia estratigráfica entre niveles 7 y 18 de Mina II....	53
Figura 35. Secuencia estratigráfica del anticlinal presente en el talud del nivel 3 de Mina II	53
Figura 36. Cara del talud del nivel 17	54

Figura 37. Cargadores frontales CAT con cuchilla empernable estándar	56
Figura 38. Camión Roquero CAT	56
Figura 39. Esquema de perforación en banco.....	57
Figura 40. Rasante de la vía Acceso con cortes en rojo y relleno en azul.....	59
Figura 41. Rasante de la vía del Cují desde la progresiva 0+780 m hasta 1+580 m.....	61
Figura 42. Topografía de la cantera con el emplazamiento de las vías y los niveles actuales 17 y 18 (vista de planta)	63
Figura 43. Sección transversal de las vías Acceso y Cují	64
Figura 44. Rendimiento en pendiente del camión roquero CAT 769C	66
Figura 45. Rendimiento al freno del camión roquero CAT 769C	67
Figura 46. Vista en planta del avance en el nivel 18	68
Figura 47. Sección del avance en los niveles 17 y 18 (unidades en metros).....	69
Figura 48. Mallado de perforación	71
Figura 49. Vista de planta del avance en el nivel 18 y el desarrollo de las vías.....	72

INTRODUCCIÓN

Un aspecto fundamental en las etapas de desarrollo de una explotación minera lo abarca la elaboración de vialidades ya que éstas representan las principales arterias de una mina. Si el diseño vial está deficiente repercute en el rendimiento efectivo de los equipos que transiten por la misma, principalmente en los equipos de acarreo. Las vías mineras requieren de fundamentos analíticos tan exigentes como los necesarios en la elaboración de vías para vehículos livianos, se tienen que tomar múltiples factores, tales como: los alineamientos, las rasantes, la cantidad de material de corte y relleno, el peralte, los drenajes, entre otros, donde cada uno de esos factores se complementan para generar la vía más adecuada y segura.

Otro factor importante en la industria es el referente a las labores mineras, donde se busca que los avances y secuenciamientos de explotación planificados se ejecuten correctamente y sin problemas. Para desarrollar la minería de contorno con un buen desempeño en las labores mineras, lo más recomendable es que se realice la explotación desde los niveles superiores hacia los inferiores, porque a medida que se desciende se obtiene mayor facilidad operativa para materializar los parámetros de estabilidad geomecánica necesarios en los taludes superiores.

El presente informe está dirigido a presentar una propuesta de explotación y adecuación del nivel 18 y sus vías conexas, respectivamente. Para llevar a cabo las propuestas se realiza inicialmente un levantamiento topográfico y geológico para identificar sus deficiencias estructurales, y posteriormente definir un diseño que se apegue a los parámetros técnicos estandarizados en el rubro minero.

CAPÍTULO I

1. GENERALIDADES DE LA EMPRESA Y DE LA ZONA DE ESTUDIO

1.1. Ubicación geográfica

El presente estudio se llevó a cabo en la empresa Canteras del Distrito Capital, S.A., ubicada en la Hacienda Mamera, Parroquia Antímano, del Municipio Autónomo Libertador, Distrito Capital.

Para el acceso a la cantera se toma la autopista Francisco Fajardo hacia el Oeste de la ciudad de Caracas hasta el Nuevo Distribuidor de Mamera, vía a la Nueva Carretera Mamera-Junquito y aproximadamente a 1,5 kilómetros de la Nueva Carretera se encuentra la entrada de la cantera.

La concesión de la empresa tiene una extensión de 85 ha aproximadamente, la misma está localizada en un lote de terreno que forma parte de la Finca denominada Mamera, la cual cuenta con las siguientes zonas limítrofes. Al Norte: con terrenos de la empresa Jardín Principal, CEMPRI C.A.; Sur: con la quebrada Mamera; Este: con las filas de cerros pertenecientes a la Finca Mamera; y Oeste: con la quebrada La Barandilla.

La ubicación geodésica se encuentra enmarcada entre las siguientes coordenadas UTM, huso 19 P, REGVEN, tal como se muestra en la Tabla 1 y figura 1.

Tabla 1. Coordenadas UTM, huso 19 P, REGVEN de la Cantera del Distrito Capital S.A.

Número de Punto	Coordenadas	
	E (m)	N (m)
1	717.140	1.157.345
2	718.147	1.157.315
3	718.213	1.156.365
4	717.625	1.156.439
5	717.164	1.156.887
Poligonal Cerrada	Perímetro Medio (km)	4
	Área Media (ha)	85

Fuente: Elaboración Propia



Figura 1. Ubicación Geográfica de la Cantera

Fuente: Google Earth Pro y editado por el autor

1.2. Reseña histórica

El lote de terreno en cuestión se mantenía en operación por Inversiones GOLEANDRA C.A. Este terreno, presuntamente propiedad de José Gómez Camacho, era arrendado a la antigua empresa “CANTERA NACIONAL”. Sin embargo, el 15 de febrero del 2013, en Gaceta Oficial del Distrito Capital N° 138, fue publicada una resolución del Gobierno del Distrito Capital mediante la cual se ordena la ocupación temporal del Inmueble Cantera Nacional, donde se señala que el ente ejecutor de la ocupación es la empresa de producción social denominada “Canteras del Distrito Capital, S.A.”

1.3. Visión

Ser la empresa socialista modelo en la producción de agregados para la construcción en el área Metropolitana de Caracas, hacia una visión integral de la minería tomando al ambiente como eje transversal en las operaciones, y mediante el empoderamiento de la clase trabajadora del sector minero suministrando materiales de alta calidad.

1.4. Misión

Producir agregados de alta calidad, optimizar los recursos de forma eficiente y permitir atender la demanda efectiva con precios competitivos en el mercado, todo ello bajo el marco de crecimiento y desarrollo sustentable.

1.5. Estructura organizativa

Se trabaja bajo la figura de un solo turno diurno en todas las áreas tanto administrativas como operativas de la empresa. El área operativa funciona en la propia cantera de Antímano (producción, mantenimiento y facturación) y el área administrativa y Junta Directiva funcionan en la oficina principal del Gobierno del Distrito Capital. (Ver figura 2).

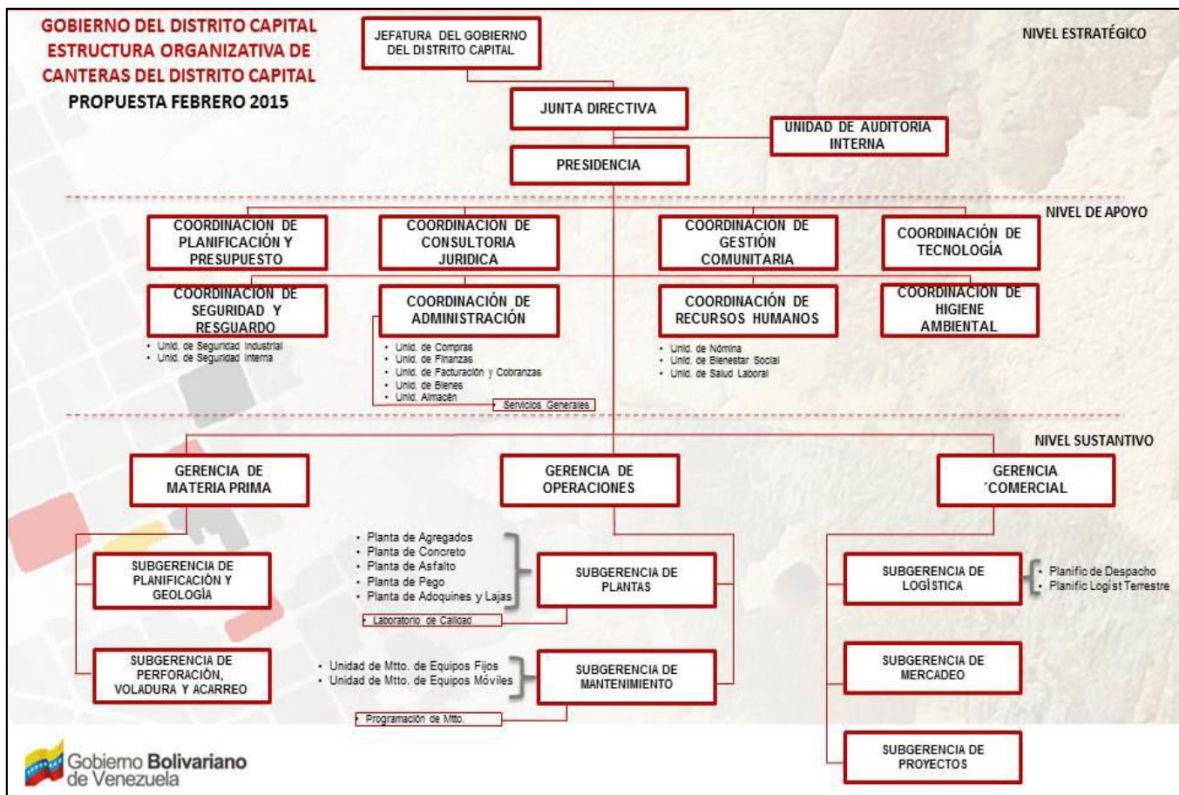


Figura 2. Organigrama de la empresa

Fuente: Canteras del Distrito Capital S.A.

1.6. Proceso productivo

El proceso productivo se fundamenta en la extracción de esquistos cuarzo-calcáreos-micáceos por medio de minería de contorno o según clasificación norteamericana mediante *Open Cut*, para la producción de agregados para el concreto.

El proceso interno de producción consiste en la fragmentación de la roca por medio de perforación y voladura, pero debido a diversos inconvenientes para la adquisición de explosivos se realiza un método llamado “empuje” donde por arranque directo con una retroexcavadora se vierte material disgregado desde el nivel más alto de la mina hacia el nivel más bajo.

El material apilado por gravedad en el nivel más bajo de la mina se carga en los equipos de transporte utilizando una retroexcavadora. Seguidamente, el material es acarreado hasta las plantas de trituración, donde dicho material puede ser vertido desde los camiones directamente en la tolva de alimentación de la planta o puede ser dispuesto en los patios de almacenamiento de la planta en cuestión. Una vez ubicado el material en el patio de almacenamiento, el mismo es cargado con un cargador frontal y vertido en la tolva que alimenta el circuito de trituración. (Ver figura 3).

Finalmente, en Planta 2 se obtienen cinco presentaciones comerciales, piedra #1 (1”), piedra #2 (3/4”), arrocillo (3/8”), polvillo y ripio (-malla 200) y en Planta 3 se obtiene únicamente arena lavada.

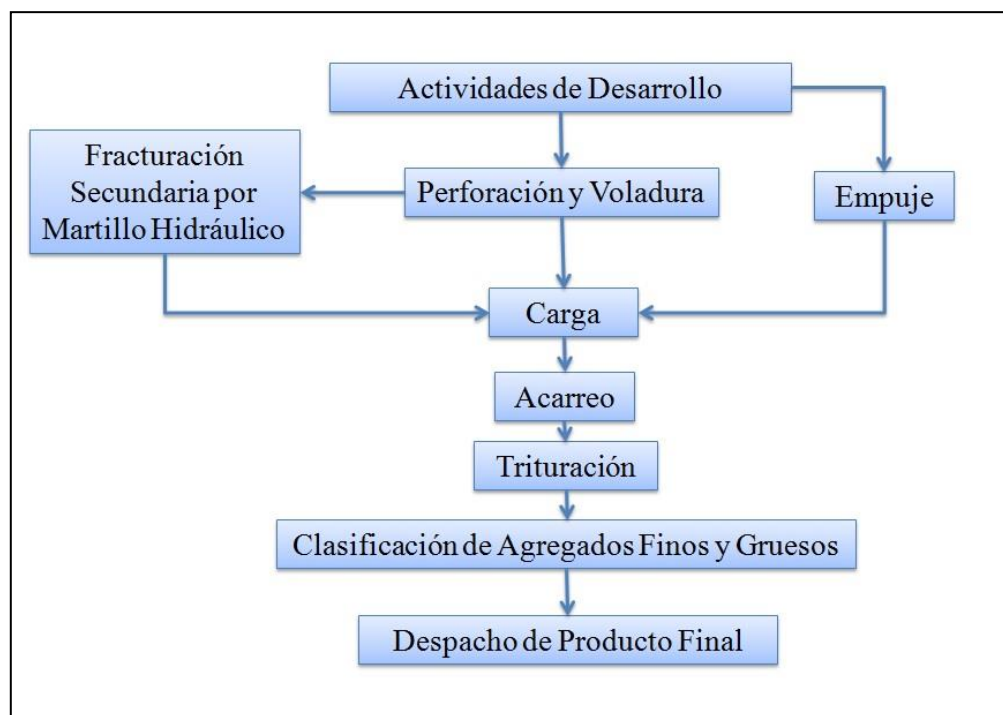


Figura 3. Diagrama de flujo del sistema productivo de la empresa

Fuente: Información Suministrada por la empresa y editado por el autor

1.7. Características generales de la zona de estudio

1.7.1. Topografía

La conformación topográfica del terreno en forma general es abrupta, está formada por áreas montañosas.

1.7.2. Drenaje natural

Las redes hidrológicas tienen su eje principal en la quebrada Mamera, localizada en el lindero Sur de la cantera.

1.7.3. Vegetación

La vegetación es típica de las regiones boscosas tropicales, donde proliferan las gramíneas, representadas en su mayoría por hierbas, la vegetación recomendada para las actividades de reforestación es del tipo saxícola.

1.7.4. Temperatura y humedad relativa media

La estación meteorológica de mejor correlación con las variaciones de temperatura y humedad relativa de la Hacienda Mamera es la estación de Carayaca (código 9311) ubicada a 972 msnm, la misma registra temperaturas medias máximas de 22 °C y mínimas de 19,5 °C. Con respecto a las humedades relativas medias se registran máximas de 76% y mínimas de 73%. Estos datos están comprendidos, en líneas generales, entre 1970 y 1998, registrados y analizados por el Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMEH). (Ver figura 4).

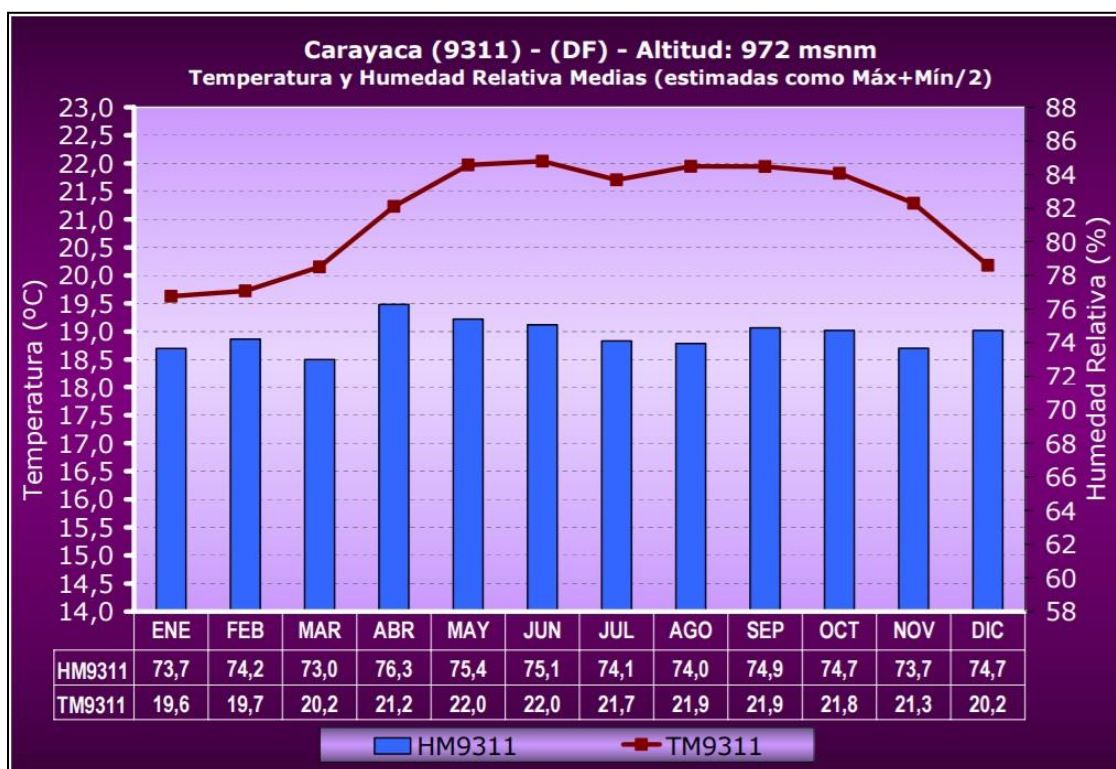


Figura 4. Gráfico correlativo de las variaciones de humedad y temperatura en la Hacienda Mamera

Fuente: INAMEH

1.7.5. Precipitaciones

La estación meteorológica de mejor correlación con las variaciones de precipitación en la Hacienda Mamera es la estación de Alto de Ño León (código 1425), la misma registra precipitaciones que se pueden clasificar en tres estadios temporales:

- a. Años con altas precipitaciones: La precipitaciones varían desde 275 mm/mes hasta 125 mm/mes siendo abril, junio y octubre los meses de mayor pluviosidad.
- b. Años con precipitaciones medias: La precipitaciones varían desde 125 mm/mes hasta 25 mm/mes siendo mayo, junio, julio y octubre los meses de mayor pluviosidad.

c. Años de extrema sequía: La precipitaciones varían desde 25 mm/mes hasta 0 mm/mes siendo mayo, junio, septiembre y octubre los meses de mayor pluviosidad.

Estos datos están comprendidos en un período de registro de 1950–1998, fueron analizados por el Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMEH). (Ver figura 5)

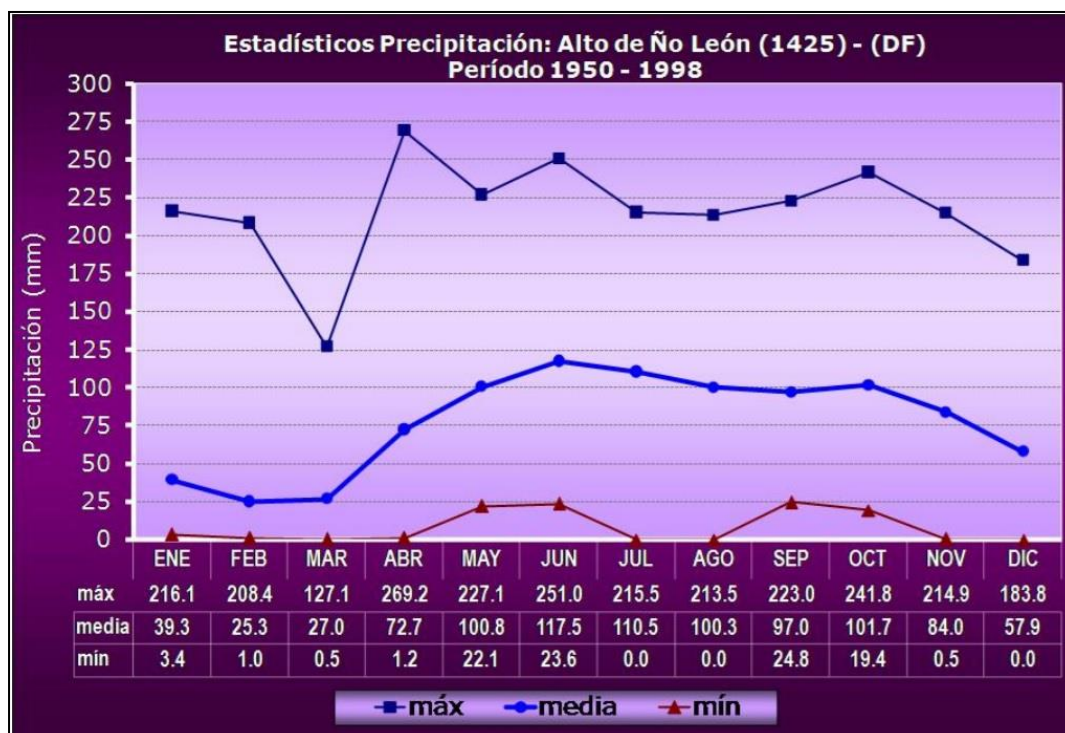


Figura 5. Gráfico correlativo de las precipitaciones en la Hacienda Mamera

Fuente: INAMEH

1.8. Marco geológico

1.8.1. Geología regional

Dengo (1947) la había identificado como las calizas de la fase Zenda de la Formación Las Brisas. Dengo (1951) describe esta fase como un mármol masivo de grano medio, color gris claro, con cristales de piritita, alternando con capas de esquistos cuarzo micáceos, y

asociadas con cuerpos concordantes de rocas anfibólicas, algunas con estructuras de "boudinage". El mármol está formado de un 85-95% de calcita, con cantidades menores de cuarzo detrítico, muscovita (2,5%), grafito (2,5%) y pirita (2%). Urbani y Ostos (1997), menciona por primera vez a la Formación Antímamo, designa la localidad tipo y la describe brevemente.

Se han descrito afloramientos aislados desde la zona de Antímamo, hacia el oeste en San Pedro y hacia el este hasta La Florida (afloramientos hoy cubiertos por el urbanismo de la ciudad de Caracas), continúa la zona de afloramientos en una franja en el valle de la quebrada Tacagua, y de ahí hacia el oeste como una franja entre Mamo, Carayaca y Tarma, Distrito Federal. Los últimos afloramientos se han reconocido en la zona de El Palito, estado Carabobo. (Ver figura 6).

Esta formación presenta contactos estructuralmente concordantes con las formaciones adyacentes: Las Brisas y Las Mercedes. En la zona de Antímamo y Mamera, los lentes de mármoles y rocas anfibólicas, que alcanzan a veces grandes dimensiones longitudinales, se hallan embutidos en esquistos de diversos tipos, especialmente los correspondientes a la Formación Las Brisas (Cantisano, 1989).

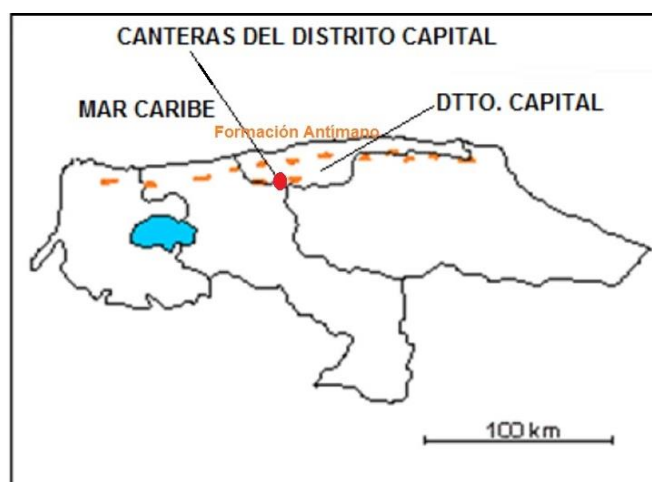


Figura 6. Relación espacial entra Canteras del Distrito Capital y la formación Antímamo

Fuente: Léxico Estratigráfico de Venezuela

1.8.2. Geología local

El marco geológico consiste de una secuencia estratigráfica transicional, de intercalaciones de esquistos cuarzo-micáceos, esquistos cuarzo-calcáreos-micáceos, mármoles lenticulares piritosos grises, mármoles cuarcíticos, anfibolitas granatíferas y/o piritosas de tonos verdosos y cuarcitas de grano fino gris claro también lenticulares.

La secuencia litológica consiste de tope a base (noroeste a sureste), de una intercalación de esquistos cuarzo-micáceos muy meteorizados de colores rojizos, un mármol masivo de grano medio, color gris claro con cristales de pirita, una intercalación de esquistos cuarcítico-muscovítico-grafitosos, lentes delgados de mármol gris oscuro, Anfibolitas (a veces intercaladas paralela y concordantemente a la foliación de la secuencia y a veces claramente intrusionando a la misma), cuarcitas delgadas gris claro y una gruesa capa de esquistos muy cuarzosos, calcáreos, micáceos con pirita y muy compactos, que ha sido la fuente principal de roca para agregados que se ha extraído en esta mina. (Ver figura 7).

Toda la secuencia expuesta en la cantera mide litoestratigráficamente, de tope a base, unos 280 metros de espesor, es decir, desde la cota 1.300 a 1.020, la cual ha sido intensamente fallada y diaclasada. La secuencia litológica continúa por debajo de la cota 1.020, pero debido a restricciones de orden ambiental, la explotación se hará tomando como base esta cota.

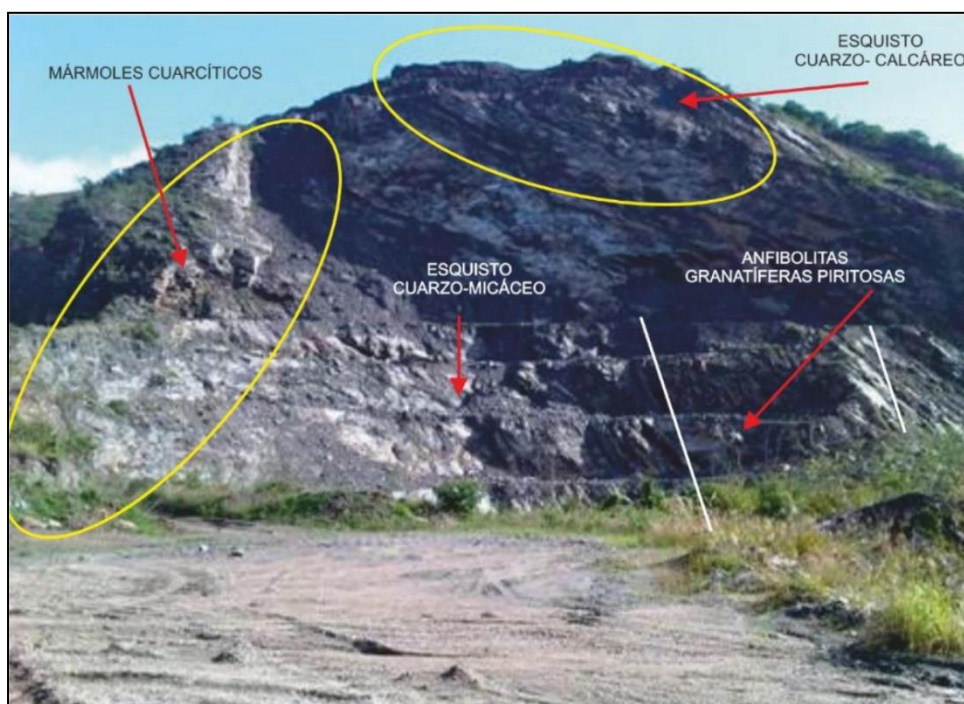


Figura 7. Litología que aflora en Mina II, vista al Norte

Fuente: Melo, Y. (2016)

1.8.3. Geología estructural

El área se encuentra intensamente plegada, fallada y diaclasada. Hacia el oeste de la mina (Mina I), se evidencia una estructura conformada por el flanco izquierdo de un anticlinal asimétrico cuyo eje se inclina hacia el Sur y sus flancos se presentan suavemente plegados en secuencias de pequeños y sucesivos anticlinales y sinclinales que se distinguen por la diferencia de tonos grises visibles en los taludes.

En la zona intermedia de la cantera (entre Mina I y Mina II), se observa la cresta del anticlinal. El flanco derecho se aprecia al este de la cantera (Mina II), es de rumbo general E-W con buzamiento alto a medio hacia el sur. La estructura está fallada principalmente con fallas sinistral y dextrales de rumbo general E-W de ángulo alto al Sur, cuyos planos o espejos de falla con estrías se observan a nivel de las cotas 1040 a 1080 msnm.

Las diaclasas son abundantes debido a los intensos efectos tectónicos que ha sufrido la región y también debido a las características físicas de las rocas, que son muy compactas por su composición mineralógica eminentemente cuarzosa-calcárea, propensas a quebrarse o romperse en fragmentos grandes o bloques en vez de plegarse, como sería el caso de los esquistos micáceos de las formaciones Las Brisas y Las Mercedes que envuelven transicionalmente a estas rocas de la formación Antímano.

Las diaclasas conforman sistemas paralelos en diferentes direcciones e inclinaciones. Las más recientes son abiertas formando grietas y las más antiguas están generalmente rellenas de calcita cristalizada y en algunos casos forman cavernas producto de disolución por el agua que se infiltra de la superficie, cuando se trata de las rocas calcáreas. (Ver figura 8).



Figura 8. Sistemas de diaclasas

Fuente: Canteras del Distrito Capital S.A.

1.8.4. Características geomecánicas de la roca

La empresa realizó el ensayo geomecánico “Desgaste Los Ángeles” con el fin de determinar el porcentaje de desgaste de las rocas de cuatro (4) muestras, correspondientes a las litologías presentes en el yacimiento (M-1 Esquistos Cuarzo Micáceos, M-2 Esquistos Cuarzo Calcáreos, M-3 Anfibolita y M-4 Esquistos Micáceos). Obteniendo los siguientes resultados presentados en la tabla 2:

Tabla 2. Resultados de ensayos por el Método de Desgaste Los Ángeles

Muestra	Grado	N° de Esferas	Peso Inicial (g)	Peso Final (g)	Desgaste (%)
M1	A	12	5000	3800	24
M2	A	12	5000	3650	27
M3	A	12	5000	3900	22
M4	A	12	5000	3500	30

Fuente: Laboratorio IMME-UCV

Con ello se puede inferir que el porcentaje de desgaste en cada muestra, se encuentra por debajo del 40%, valor máximo permitido y establecido en el acápite 3.2.4 de la norma COVENIN 277-2000 cuando se emplea dicho material para agregado en la elaboración de concreto.

CAPÍTULO II

2. EL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. Planteamiento del problema

Canteras del Distrito Capital S.A. (CDC), provee de agregados principalmente al Distrito Capital y sus estados colindantes. Hoy en día, CDC no presenta una producción al 100% de su capacidad debido a diversos problemas, tales como: permisos ambientales que inhiben la explotación en ciertas áreas de la cantera, la falta de inversión en equipos mineros y al desarrollo de una metodología de explotación inadecuada. Para apuntar al aumento de la producción de agregados en la empresa, se propone un nuevo enfoque en la metodología de explotación que permita aprovechar la infraestructura establecida en años anteriores.

2.2. Objetivo general

Proponer un plan de explotación para el nivel 18 de mina II en Canteras del Distrito Capital S.A., hacienda Mamera, parroquia Antímano, municipio Libertador, Distrito Capital, Venezuela.

2.3. Objetivos específicos

- ✓ Realizar una evaluación topográfica y geológica del nivel 18 y sus vías conexas
- ✓ Definir la adecuación de las vías afines al nivel 18
- ✓ Plantear un diseño de explotación del nivel 18
- ✓ Establecer los parámetros de voladura necesarios para el avance del nivel 18

2.4. Justificación de la investigación

En los últimos años, las directrices principales para la explotación de la Mina II de CDC han sido dirigidas al avance entre los niveles 1 y 7, dejando a un lado las “*zonas en desarrollo*”. Dichas *zonas en desarrollo* están conformadas por las cotas más elevadas de la cantera, es decir, desde el nivel 8 hasta el nivel 18. El inconveniente de la metodología realizada por CDC durante los últimos años es que el frente del nivel 7 se ha convertido en un talud de 90 m de altura que une al nivel 7 con el nivel 14, por ello, al continuar el avance únicamente entre los niveles 1 y 7 se llegará tempranamente a un punto en el que no se podrá avanzar más. Para evitar una paralización técnica en las actividades extractivas de la Mina II se deben ir abarcando en paralelo la adecuación de las vías de acceso a las *zonas en desarrollo* y la explotación de los últimos niveles de la mina.

2.5. Alcance de la investigación

La presente investigación busca proponer dos soluciones a corto plazo, la primera plantea cómo adecuar las vías de acceso al nivel 18, de forma tal que los vehículos de carga puedan transitar sin esfuerzos excesivos en su caja de tracción y la segunda busca plasmar un diseño inicial en el avance de la explotación del nivel 18.

2.6. Limitaciones

Una de las limitaciones principales para la realización de la presente investigación fue la ausencia de un plano topográfico actualizado donde se encontrasen bien enmarcadas las vías hacia el nivel 18, específicamente la vía del “Cují”.

Las zonas de mayor cota ubicadas en Mina II, específicamente entre los niveles 8 y 18, denominadas “*zonas en desarrollo*”, se encuentran temporalmente deshabilitadas. Como consecuencia, debido a motivos de seguridad no se permite el ingreso de un solo individuo a dichas zonas sino que tiene que ser acompañado de un personal autorizado, por ende, otra

limitante fue la imposibilidad de acceso en repetidas ocasiones a las “zonas en desarrollo” con un personal autorizado, ya que el mismo se encontraba realizando labores de mayor prioridad en lo que a la producción inmediata de la mina respecta.

CAPÍTULO III

3. MARCO TEÓRICO

3.1. Antecedentes del informe

Melo, Y. (2016). *Propuesta Metodológica Para La Planificación De Soporte De Mina, En Canteras Del Distrito Capital*. Departamento de minas. Facultad de Ingeniería. Universidad central de Venezuela. Tesis de Grado. Venezuela.

Resumen: Se planteó dentro del marco de la planificación operativa con horizontes de producción a corto plazo, presentado en un plan trimestral de actividades que se fue adaptando a los resultados obtenidos semanalmente. Partiendo desde un análisis de las metas alcanzadas semanalmente, con los recursos existentes dentro de la Empresa, obteniendo un comparativo entre la capacidad de acarreo de material desde los frentes de mina, antes y después de la aplicación de la propuesta, resultando un incremento de 29 % de material acarreado para el beneficio mineral. Para mantener en el tiempo la efectividad de la propuesta se recomendó la implementación de un plan de mantenimiento preventivo y predictivo integrado al proceso de planificación operativo de mina, optimizando el plan minero.

Ledezma, A. & Castillo, L. (2017). *Planificación Minera a Largo Plazo de la Mina II, en Canteras del Distrito Capital S.A.* Departamento de minas. Facultad de Ingeniería. Universidad central de Venezuela. Pasantía Industrial. Venezuela.

Resumen: Se planteó realizar una planificación minera a largo plazo para la mina II, llevando a cabo los siguientes objetivos específicos; Describir las características geológicas, topográficas y estructurales de la zona en estudio; Estimar los recursos mediante el método de los perfiles, utilizando herramientas computacionales; Estimar la vida útil de la mina tomando en consideración los recursos explotables y no explotables;

Diseñar el Pit final haciendo énfasis en los avances de la explotación de la mina II. La investigación se basó en los parámetros geométricos que configuran una explotación de minería a cielo abierto; aunado a esto se determinaron los parámetros de estabilidad de la roca, parámetros para el dimensionamiento de la mina, cálculo de recursos, vida útil y cálculo de recursos por fases.

3.2. Bases teóricas

3.2.1. Fosa abierta o Pit

Bustillos y López (1997). Una fosa abierta o pit es una excavación que se realiza desde la superficie del terreno con la intención de extraer una mena y que permanece a cielo abierto durante la vida de la mina. Al final de la operación la imagen general de la mina o cantera se asemeja a una pirámide invertida. Como en cualquier operación minera comercial el objetivo principal es la explotación del o los minerales al costo más bajo posible para poder maximizar los beneficios de la actividad. Para lograr este objetivo, la selección de los parámetros físicos de diseño y el programa de extracción de mena y estéril son decisiones ingenieriles de alta complejidad e importancia. (Ver figura 9).

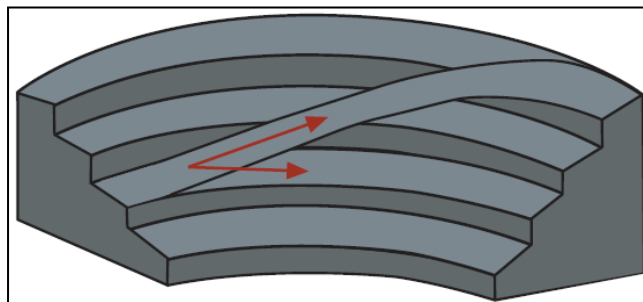


Figura 9. Esquema general de una explotación a fosa abierta

Fuente: Manual General de Minería y Metalurgia (MGMM) (2006)

3.2.2. Cantera

Según el glosario técnico minero de Colombia (2003), se entiende por cantera como el sistema de explotación a cielo abierto para extraer de él rocas o minerales no disgregados, utilizados como material de construcción. (Ver figura 10).

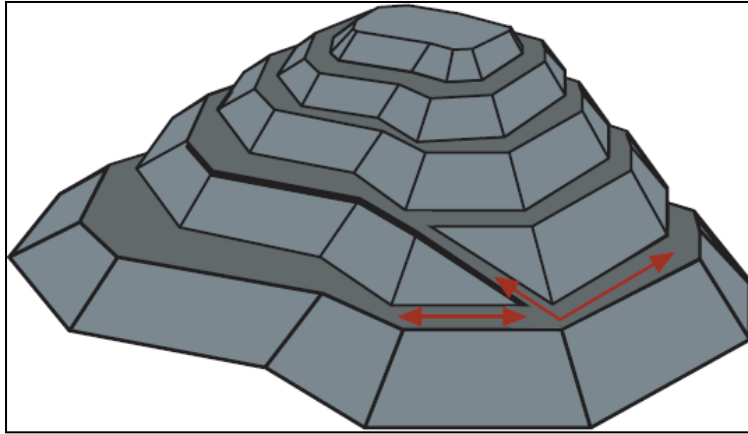


Figura 10. Esquema general de una explotación tipo cantera

Fuente: MGMM (2006)

3.2.3. Planificación minera

La planificación minera consiste en un complejo proceso de adaptación a los inevitables cambios o ciclos. Ortiz y otros (2001), señalan que de la planificación será anticipar el posible futuro, será un estilo de dirección, será una actitud mental y laboral más que una técnica, será una decisión o elección previa. Las clases de planificación que en una empresa deberán llevarse a cabo en función de las áreas en que se tendrán que tomar las decisiones, son: planificación administrativa, planificación operativa y planificación estratégica.

3.2.4. Criterios principales para el diseño de minas

Al momento de proyectar una mina a cielo abierto, Bustillo y López (1997), describen que se deben tener en cuenta cuatro grupos de parámetros:

- ✓ Geométricos: Están en función de la estructura y morfología del yacimiento, pendiente del terreno, límites de propiedad, entre otros.
- ✓ Geotécnicos: Son dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en los cuales se haya dividido el yacimiento.
- ✓ Operativos: Referentes a las dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad.
- ✓ Ambientales: Referente a aquellos que permiten la ocultación a la vista de los Pit o escombreras y faciliten la restauración de los terrenos o la reducción de los pasivos ambientales.

3.2.5. Parámetros geométricos

Bustillo y López (1997), establecen y definen los siguientes parámetros que se esquematizan en la figura 11.

- ✓ Banco: Es un módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota, de estéril o mineral, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una porción final preestablecida.
- ✓ Altura de banco: Es la distancia vertical entre dos niveles o, lo que es igual, desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.

- ✓ Ángulo de banco o talud de banco: Es el ángulo entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.
- ✓ Ángulo de trabajo o talud de trabajo: Es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentran algunos de los tajos o plataformas de trabajo. Es, pues, una pendiente provisional de la excavación.
- ✓ Pistas o vías: son las estructuras varias dentro de una explotación, a través de las cuales se extrae el mineral y el estéril, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la mina. Se caracteriza, fundamentalmente, por su anchura y su pendiente dentro de una disposición espacial determinada.
- ✓ Rampa de acceso: Caminos de usos esporádicos que se utilizan para los accesos de los equipos, generalmente de arranque, a los tajos o frentes de explotación. Las anchuras son pequeñas y, al ser vías de un solo carril, las pendientes son superiores a 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 lo determinan los taludes finales de la misma.
- ✓ Bermas: Son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la explotación sobre los taludes finales, que coadyuvan 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 establece por condiciones geotécnicas y de seguridad y, en ocasiones, por consideraciones operativas si se utilizan como pistas de transporte.
- ✓ Banqueta o berma: Estructura de contención construida en la cresta de un talud, generalmente a partir de material estéril, el cual se emplaza en ángulo de reposo, y

posee una altura aproximada a la mitad de la altura de la rueda del camión de acarreo, el cual sirve para evitar que un vehículo se desborde de la vía en caso de accidente o para contener material caído de taludes superiores en caso de desprendimientos.

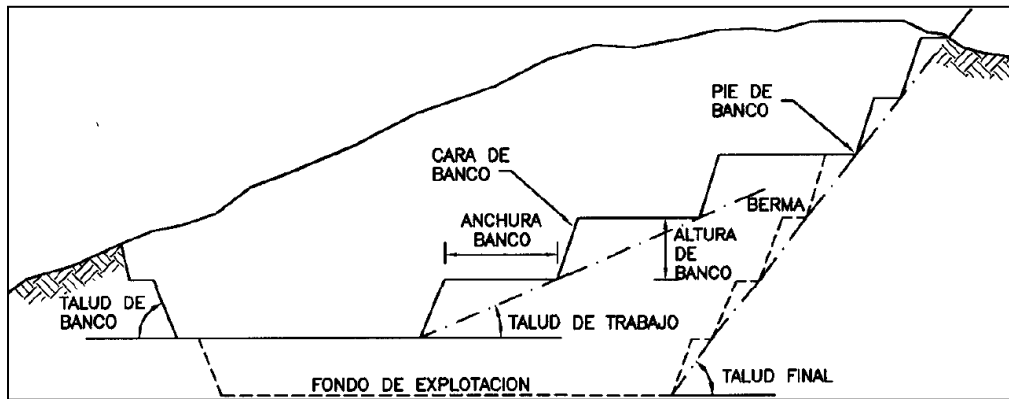


Figura 11. Esquema de los parámetros geométricos principales utilizados en la minería a cielo abierto

Fuente: Bustillo & López (1997)

- ✓ Ángulo de talud final, talud final de explotación, ángulo de pit final o ángulo overall: Según MGMM (2006), representa el ángulo de inclinación de la pared final de la fosa, incluyendo todas las singularidades geométricas existentes. Este ángulo se mide desde la pata del banco más profundo hasta la cresta del banco más alto de la explotación. Existen dos formas distintas de medir los ángulos de talud. Una de ellas es la descrita, es decir, de pata a cresta y la otra es medir los ángulos de pata a pata. Generalmente, en geomecánica se utiliza la primera forma y en planificación se utiliza la segunda. (Ver figura 12).

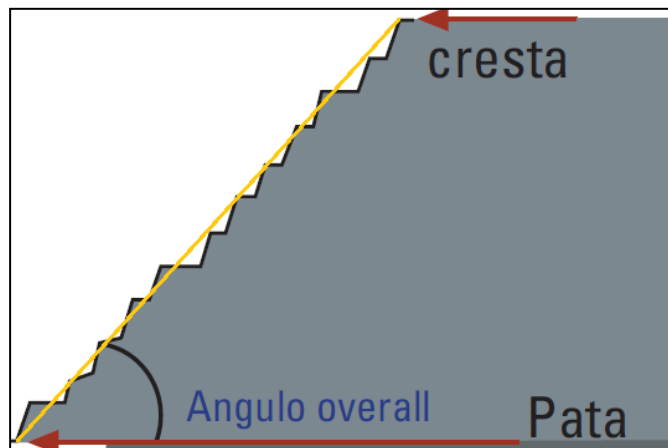


Figura 12. Esquema del ángulo de talud final

Fuente: Tomado de MGMM (2006) y editado por el autor

3.2.6. Parámetros geotécnicos

3.2.6.1. Factores que afectan la seguridad de las operaciones

La estabilidad de los taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental en lo que se refiere a la seguridad y rentabilidad de la misma, debiéndose considerar en las etapas iniciales del proyecto. Los factores más importantes que afectan a la seguridad de las operaciones son los siguientes:

- ✓ Caída o deslizamiento de materiales sueltos
- ✓ Colapso parcial de un banco
- ✓ Colapso general del talud de excavación

3.2.6.2. Heterogeneidad de los macizos rocosos

En la realidad los macizos rocosos son heterogéneos debido a la presencia de diferentes litologías y, sobre todo, de discontinuidades, son estas últimas las que gobiernan más fuertemente la estabilidad de los taludes. Los planos de debilidad pueden ser planos de estratificación, fallas, diaclasas, etc., siendo muy importante determinar sus parámetros resistentes –cohesión y fricción–, orientación con respecto a los taludes a excavar, apertura, frecuencia, etc.

3.2.6.3. Ángulos recomendados para diseños preliminares de explotación

Al efectuar el diseño preliminar de una explotación, es habitual utilizar un ángulo medio de talud de 45° que posteriormente se ajustará con el conocimiento geotécnico de los diferentes dominios estructurales afectados por la fosa proyectada. No obstante, es conveniente contemplar, desde el principio, un ángulo mucho más tendido para material superficial o suelos de recubrimiento, por ejemplo de $30 - 40^\circ$, incrementándose, al pasar a la roca alterada, a $35 - 40^\circ$ y, en la roca sana, a 55° .

Robert et al. (1972), recomiendan que el ángulo del talud final no deberá superar los 60° para profundidades de unos 65 m y los 40° para profundidades de unos 300 m.

3.2.6.4. Tipos de rotura en taludes rocosos

En el caso de taludes rocosos, las superficies de rotura pueden determinarse a partir de las discontinuidades preexistentes en el macizo. Se puede aplicar un método gráfico (red estereográfica) para identificar las situaciones en las que, cinemáticamente, son posibles ciertos tipos de rotura. También puede introducirse el ángulo de rozamiento de las discontinuidades, con el fin de eliminar ciertos casos para los que se verifica gráficamente la estabilidad, en ausencia de presiones intersticiales. La utilización de los métodos gráficos permite detectar los sectores de la explotación en los que son susceptibles de producirse roturas y así dirigir los esfuerzos de reconocimiento hacia las zonas más críticas. (Ver figura 13).

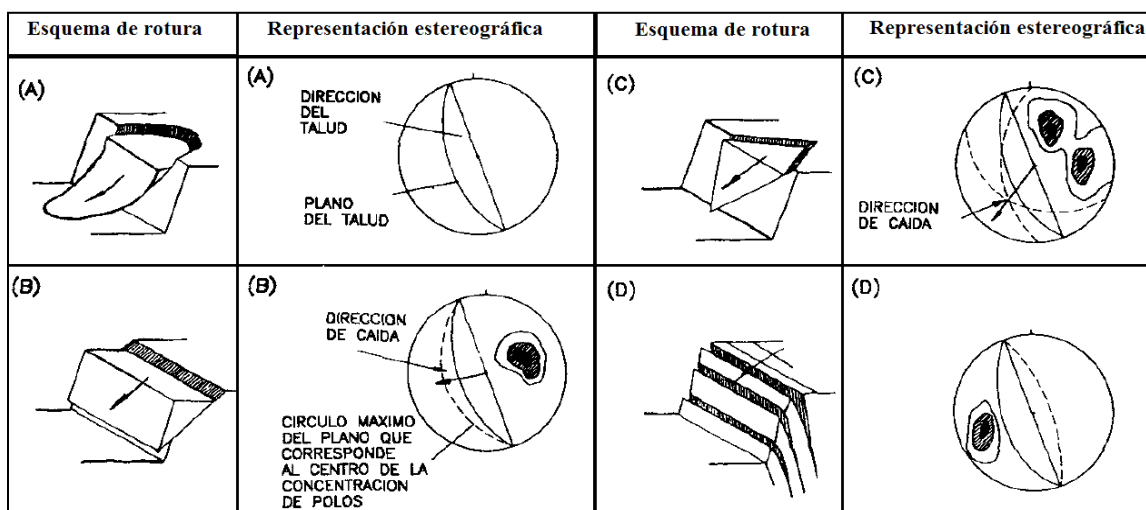


Figura 13. Identificación gráfica de diferentes tipos de rotura de taludes rocosos a partir de los diagramas de polos

Fuente: Bustillo & López (1997) y editado por el autor

3.2.6.5. Factores influyentes en la estabilidad de taludes

En la tabla 3 se especifican los factores que afectan en mayor medida la estabilidad de un talud.

Tabla 3. Factores principales que afectan la estabilidad de los taludes

Factor	Influencia
Diaclasas y otras discontinuidades	Reducen la resistencia al corte
	Aumentan la permeabilidad
	Actúan como superficies de drenaje y planos potenciales de rotura
Fallas geológicas	Actúan como vías de entrada de aguas subterráneas
	Constituyen probables planos de rotura
Propiedades de las rocas	Determinan las fuerzas resistentes que se oponen a la rotura del talud
Hidrogeología	Modifican los parámetros de cohesión y fricción
	Reducen la resistencia al corte y los esfuerzos efectivos normales
Aceleración sísmica de las voladuras y detonaciones	Movimiento de terreno
	Agrietamiento de las rocas
Tensiones regionales	Tensiones de campo en los macizos próximos a los taludes
Tiempo	Condicionan el período de estabilidad de los taludes

Fuente: Bustillo & López (1997)

3.2.6.6. Ensayo de desgaste de Los Ángeles

Según Jeria, R. (2017), el ensayo consiste en colocar una cantidad especificada de agregado dentro de un tambor cilíndrico de acero que junto con cargas abrasivas (esferas) de una masa determinada, se le aplica un número determinado de revoluciones por minuto. El choque entre el agregado y las bolas da por resultado la abrasión (desgaste del material), y los efectos se miden por la diferencia entre la masa inicial de la muestra (seca) y la masa del material desgastado (seca) expresándolo como porcentaje inicial. (Ver tabla 4).

Tabla 4. Coeficiente de calidad de la roca según el ensayo de Los Ángeles

Coeficiente de Desgaste	Calidad
< 20	Excelente
20-30	Buena
30-40	Regular
40-50	Mala
> 50	Muy mala

Fuente: Bustillo & López (1997)

3.2.7. Parámetros operativos

3.2.7.1. Ancho Operativo

El ancho operativo o anchura de trabajo es definido por Bustillo y López (1997), como la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos.

Según MGMM (2006), en el caso de la perforación, el ancho mínimo de operación es la suma del área sometida a la perforación y un ancho necesario para el tránsito de los equipos de perforación y voladura, área que queda satisfecha al considerar el ancho mínimo de carguío. (Ver figura 14).

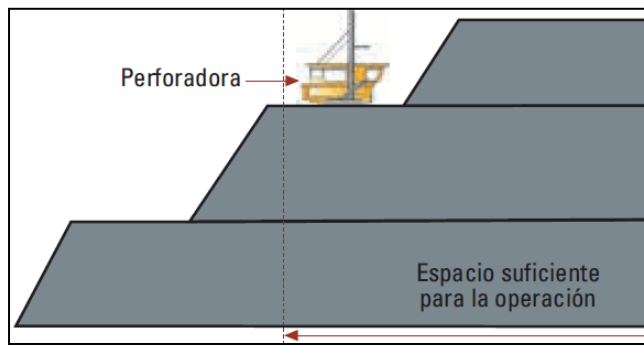


Figura 14. Ancho de operación para actividades de perforación

Fuente: MGMM (2006)

En el caso del carguío se define el ancho mínimo de la siguiente forma:

Ancho mín. de carguío = $BS + 2 \times DS + AC + 2 \times RG + DM$ (Ver figura 15)

BS = Berma de seguridad

RG = Radio de giro del equipo de carguío

AC = Ancho del camión

DM = Derrame de material

DS = Distancia de seguridad

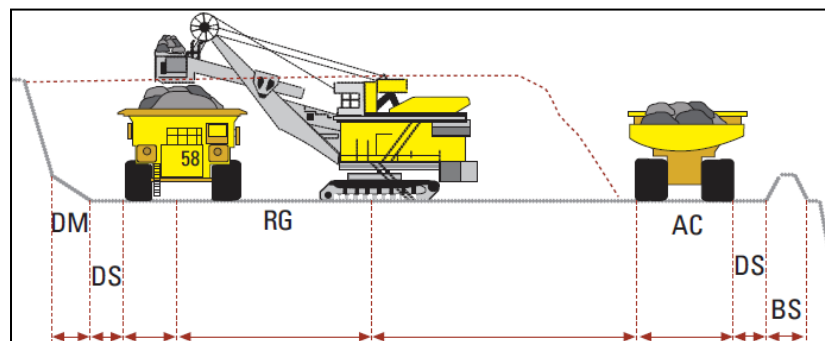


Figura 15. Ancho operativo para frentes de carga

Fuente: MGMM (2006)

3.2.8. Diseño de pistas mineras

A continuación se definen especificaciones técnicas recomendadas por Bustillo y López (1997).

3.2.8.1. Criterios básicos de diseño

En el diseño geométrico de una pista deben definirse las alineaciones (trazado en planta) y las rasantes (trazado en alzado). Ello debe hacerse de acuerdo con unos criterios básicos de funcionalidad, entre los cuales predominan los referentes a la distancia de visibilidad de parada, el radio de giro en curva y las transiciones recta – curva.

- ✓ Visibilidad: Es importante para la seguridad, lo concerniente a la capacidad del conductor para ver a tiempo un riesgo potencial, por lo que deben evaluarse las distancias de frenado partiendo de una velocidad media hasta detener totalmente el vehículo, y en función de esta distancia se establecen y evalúan los puntos de visibilidad más cerrada, tales como curvas.

3.2.8.2. Categoría de los vehículos para el diseño de pistas

El diseño de pistas mineras debe hacerse en función de las características de los volquetes que van a circular en la explotación. Para los tipos de volquetes existentes en el mercado, con una capacidad de carga superior a las 30 t se categorizan a continuación. (Ver tabla 5).

Tabla 5. Categoría de volquetes en función de la capacidad de carga

Categoría	Carga Máxima (t)
P1	30 - 45
P2	46 - 70
P3	71 - 100
P4	101 - 160

Fuente: Bustillo & López (1997)

3.2.8.3. Alineaciones rectas

Para que el conductor pueda adaptarse sin dificultades a los cambios de dirección, debe procurarse que no sean demasiado cortas. Así, para una velocidad de 20 km/h entre curvas de sentido contrario de giro, las alineaciones rectas deben tener una longitud mínima de unos 35 m, mientras que, entre curvas del mismo sentido de giro, esa longitud mínima habría de ser de unos 70 m.

3.2.8.4. Curvas

Hay que atender a su radio y al peralte (sobreelevación hacia el lado exterior de la curva) con el que se deben dotar. El valor mínimo absoluto que debe tener el radio de una curva es el radio de giro mínimo de los vehículos. Debe fijarse un peralte máximo (para evitar problemas de deslizamiento hacia el interior de la curva) en función de la categoría de los vehículos. (Ver tabla 6).

Tabla 6. Peraltes y velocidades de recorrido relacionados con radios de curvatura

Radio (m)	12	25	50	75	100	150
Peralte máximo (%)	6.5	6	5.5	5	4.5	4
Velocidad (km/h)	10	15	20	22	25	30

Fuente: Bustillo & López (1997)

3.2.8.5. Inclinación de la rasante

Las pendientes que pueden remontar y descender los volquetes son superiores al 20%; sin embargo, por cuestiones de seguridad, el límite hay que situarlo en el 15%, e incluso, en valores menores en zonas en las que sea posible la formación de placas de hielo.

Introduciendo consideraciones de tipo económico, se ha comprobado que, salvo zonas muy localizadas, las pendientes en continuo no deben superar del 7 a 9% y que el máximo

absoluto se puede situar en el 10%. En cuanto a la inclinación mínima, el mínimo absoluto se recomienda fijarlo en el 0,5% (este mínimo debe ser del 1% en zonas de transición de peralte, en las que la pendiente transversal de la pista llega a anularse).

3.2.8.6. Anchura

La anchura de las pistas está en función de las dimensiones de los volquetes, de manera que sea suficiente para que la operación de transporte se lleve a cabo con continuidad y en condiciones de seguridad. En cuanto al número de carriles en que ha de subdividirse la anchura total, las pistas mineras son diseñadas, generalmente, con sólo dos carriles, debido, por un lado, a la baja intensidad de tráfico y, por otro, a la escasa disponibilidad de espacio. Excepcionalmente, puede recurrirse a un solo carril que sirva como doble vía con apartaderos. (Ver tabla 7).

Tabla 7. Anchuras mínimas recomendadas para pistas mineras

Categoría	Radio Exterior	Número y ancho de carriles			
		1	2	3	4
P1	10	12.5	22.5	33	43
	20	10.5	19	27.5	36
	30	9.5	17	24.5	32
	Recta	9	15.5	22.5	29
P2	12	13.5	24	35	46
	25	11.5	20.5	29.5	38.5
	60	10.5	18.5	26.5	34.5
	Recta	10	17	24.5	32
P3	14	16	29	42	54.5
	40	13.5	24	34.5	45
	80	13	22.5	32.5	42
	Recta	12	21.5	30.5	39.5
P4	16	18	33	47.5	62
	50	15.5	27.5	39.5	51
	120	14.4	26	37	48
	Recta	14	25.5	35.5	46

Fuente: Bustillo& López (1997)

Una sencilla fórmula, que también se aplica con frecuencia en Estados Unidos, para dimensionar la anchura de las pistas es la siguiente:

$$A = a \times (0,5 + 1,5 \times n)$$

Donde:

A: Anchura total de la pista

a: Anchura del vehículo de mayor dimensión

n: Número de carriles

3.2.8.7. Sobreanchos en curvas

En los tramos en curvas hay que considerar que los volquetes necesitan una anchura mayor que en recta, pues sus ruedas traseras no siguen exactamente la trayectoria de las delanteras, debido a la rigidez del chasis, con menor incidencia en los camiones articulados. Es necesario, por tanto, disponer de un sobreancho, en función del radio de la curva y la longitud del volquete.

Según Benítez, R. & Medina, A. (2017), Una expresión utilizada corrientemente para calcular el sobreancho necesario es la fórmula de Voshell:

$$W = 2 \times (R - (R^2 + L^2)^{1/2}) + (5,8 / R^{1/2})$$

Donde:

W: sobreancho (m)

R: Radio de la curva (m)

L: Distancia entre ejes del volquete (m)

3.2.8.8. Pendiente transversal

La pendiente transversal (p) de la pista es un factor de diseño fundamental para garantizar una adecuada evacuación del agua de escorrentía. Dicha pendiente oscilará entre un

mínimo para que la evacuación del agua sea efectiva y un máximo compatible con la conducción cómoda y segura de los vehículos, dependiendo su valor p de las características de la superficie de rodadura y de la pendiente longitudinal i de la pista: (Ver figura 16).

a) superficies con reducida resistencia a la rodadura:

Para $i < 5\%$, $p = 3\%$

b) Superficies con elevada resistencia a la rodadura:

Para $i < 5\%$, $p = 4\%$

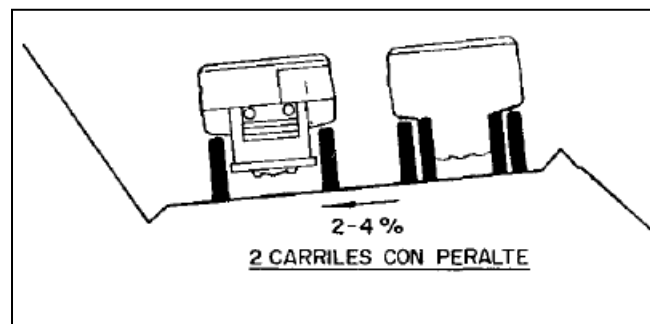


Figura 16. Configuración de bombeos y peraltes

Fuente: Bustillo y López (1997)

3.2.8.9. Diseño estructural

Se denomina firme de la pista a la estructura formada por una o varias capas de materiales pétreos que se colocan sobre la explanación, para que, además de facilitar la rodadura, reparta las cargas de los vehículos a fin de que las presiones que llegan a la explanada sean suficientemente reducidas, de forma que no se produzcan deformaciones permanentes que se reflejarían inevitablemente en la superficie de rodadura. (Ver figura 17).

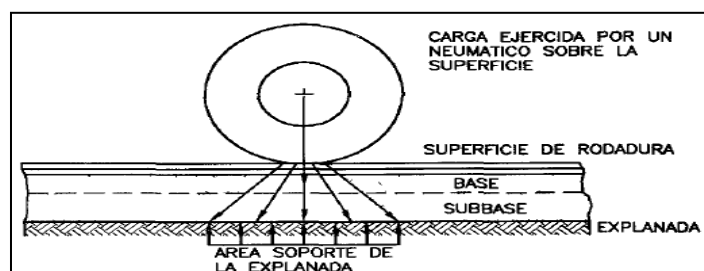


Figura 17. Transmisión de la carga sobre la explanada

Fuente: Bustillo & López (1997)

- ✓ Explanada: Constituye el cimiento del firme y de ella depende, en gran medida, el comportamiento del mismo. Ello hace que sus características resistentes sea uno de los parámetros básicos, junto con las cargas de los vehículos y el clima, o condiciones de humedad, en el dimensionamiento del firme. Para evaluar la capacidad de soporte de una explanada primeramente se le debe dar una caracterización al terreno donde se emplazará la explanación, posteriormente se analizan las tensiones capaces de transmitir por los vehículo para evitar así deformaciones inaceptables en la explanada. (Ver tabla 8).

Tabla 8. Caracterización del terreno para explanadas naturales en roca

Explanadas en Roca	Calidad
Roca masiva y competente	Excelente
Roca masiva y blanda	Buena
Roca esquistosa y sana	Buena
Roca meteorizada y degradable	Regular a mala

Fuente: Bustillo & López (1997)

- ✓ California Bearing Ratio (C.B.R.): es una prueba de penetración para comprobar las características mecánicas de un suelo. La prueba consiste en medir la presión necesaria para hacer penetrar un pistón en una muestra de suelo. Puede considerarse

que todas las rocas poseen C.B.R. > 30. Mientras mayor sea el C.B.R. mejor es la capacidad de soporte de la explanada. (Ver tabla 9).

Tabla 9. Categoría de la explanada en función de su capacidad de soporte

Categoría	Capacidad de Soporte
S1	$3 \leq \text{CBR} < 5$
S2	$5 \leq \text{CBR} < 10$
S3	$10 \leq \text{CBR} < 30$
S4	$30 \leq \text{CBR}$

Fuente: Bustillo & López (1997)

- ✓ Materiales granulares tipo macadam: Son materiales constituidos por un conjunto de estériles de granulometría discontinua, que se obtienen extendiendo y compactando piedras gruesas de granulometría continua cuyos huecos se rellenan con un árido fino llamado recebo. (Ver tabla 10 y figura 18).

- ✓ Índice de Plasticidad: Según Das, B. (2001). El índice de plasticidad (IP) es la diferencia entre el límite líquido y el límite plástico de un suelo, donde el contenido de agua en el punto de transición de estado semisólido a plástico es el límite plástico, y de estado plástico a líquido es el límite líquido. En resumen el IP establece el porcentaje de humedad que deben tener las arcillas o limos para conservarse en estado plástico. Este valor permite determinar los parámetros de asentamiento de un suelo. Un Índice de plasticidad bajo, como por ejemplo del 5%, significa que un pequeño incremento en el contenido de humedad del suelo, lo transforma de semisólido a la condición de líquido, es decir resulta muy sensible a los cambios de humedad.

Tabla 10. Características de los áridos a emplear para materiales tipo macadam

Capa	Tipo de Árido	Composición	Granulometría media	Coefficiente Los Ángeles	Plasticidad
Base	Grueso	100%	30 - 50 mm	< 35	-
	Fino	-	0,3 - 5 mm	-	Clima seco $0 < IP < 10$
					Clima húmedo $0 < IP < 6$
Subbase	Grueso	$\geq 50\%$	30 - 80 mm	< 50	-
	Fino	-	0,3 - 5 mm	-	$IP < 10$

Fuente: Bustillo & López (1997) y editado por el autor

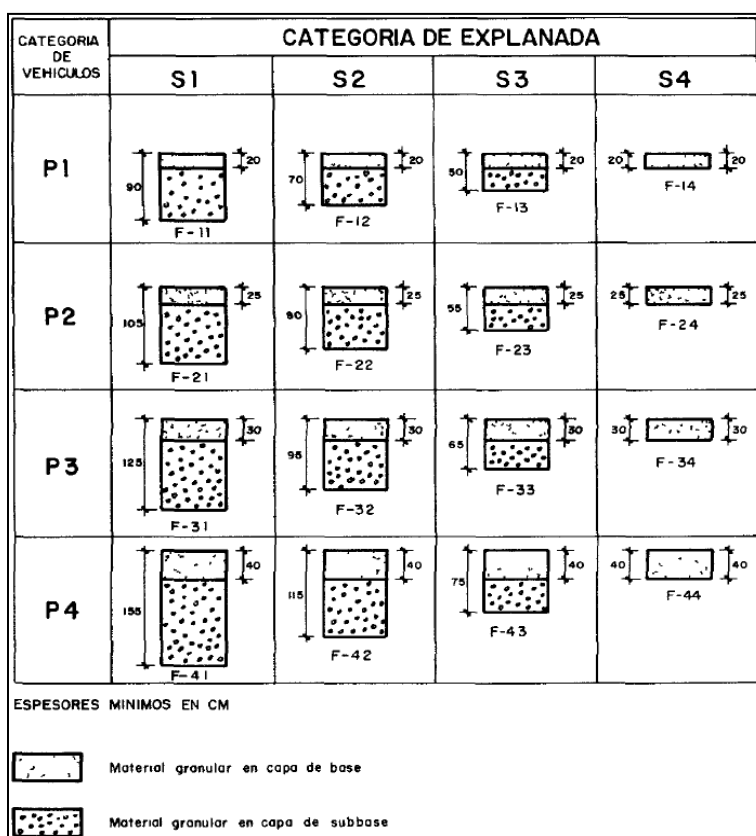


Figura 18. Secciones estructurales de firmes de pistas mineras

Fuente: Bustillo & López (1997)

3.2.9. Diseño de voladura

Las variables controlables se definen como aquellos parámetros de diseño posibles controlar de tal forma que se obtenga el resultado deseado de una voladura. Las variables controlables se clasifican de forma muy general como variables de tipo geométrica, químico-físico de los explosivos y como variables de tiempo.

En relación a las variables controlables de una voladura se toma como referencia los establecidos por López (2010). Algunas de estas variables controlables más importantes se explican a continuación:

- ✓ Longitud del barreno: Longitud de perforación realizada en el área a volar definida por la altura del banco.
- ✓ Área a volar: Denominación que recibe el sector previamente seleccionado para ser volado.
- ✓ Malla de perforación: Representa la disposición de los barrenos en el terreno definida por el Burden y el espaciamiento.
- ✓ Diámetro del barreno: Definido por el diámetro de la broca de perforación, diseñado según las características del macizo rocoso, el grado de fragmentación deseado, la altura del banco, configuración de las cargas y por el equipo de perforación seleccionado.
- ✓ Burden o retiro: Distancia más corta a la cara libre, en una malla de perforación, esta variable depende del diámetro de la perforación, de las propiedades de la roca, de los explosivos a utilizar, de la altura del banco y el grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado, los valores de esta se encuentran entre 25 a 40 Øb, dependiendo fundamentalmente del macizo rocoso.

- ✓ Espaciamiento (S): Distancia más larga entre barrenos de una misma fila en una malla de perforación, así como en el cálculo del burden, esta variable depende del retiro y se calcula en función al retiro, el tiempo de retardo de los barrenos y entre barrenos y de la secuencia de encendido.
- ✓ Retacado (T): Volumen del barreno relleno de material inerte generalmente de superficie y que está definido por la relación de carga del barreno y el diámetro del mismo. Tiene la misión de confinar y retener los gases producidos durante la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca. Si este es insuficiente se produce un escape prematuro de los gases generando problemas de onda aérea y riesgo de proyecciones, si este es excesivo se obtienen grandes cantidades de bloques, poco esponjamiento de la pila de material y altos niveles de vibración.
- ✓ Sobre-perforación (J): Es la longitud del barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la cota de excavación prevista.

CAPÍTULO IV

4. MARCO METODOLÓGICO

4.1. Tipo de informe

Es un informe de campo del tipo descriptivo. Es descriptivo ya que se realizan mediciones de diversas variables que engloban el objeto de estudio para su análisis y representación.

4.2. Diseño del informe

El diseño del informe es no experimental-transversal. Es no experimental debido a que no se modifican las variables en las cuales se presenta el objeto de estudio al momento de su análisis, y es transversal ya que se busca establecer una solución posible en un momento específico de la vida de la mina.

4.3. Población y muestra

La población está conformada por la empresa Canteras del Distrito Capital S.A., y la muestra se encuentra englobada por el nivel 18, la vía “Acceso” y la vía “Cují”.

4.4. Recursos para la realización del informe

Para la realización de la presente investigación se cuenta con los siguientes recursos:

1. Brújula Brunton, martillo de geólogo, ácido clorhídrico, GPS, cinta métrica, botas de seguridad, casco de seguridad, chaleco reflectante, poncho impermeable, computadora, transporte, personal de apoyo, aportados por la empresa Canteras del Distrito Capital S.A.

2. El software AutoCAD Civil 3D versión estudiantil, Google Earth Pro, programas de Microsoft Office, y como depuradores de datos de GPS las páginas web online: <https://www.asturnatura.com/sinflac/calculadora-conversiones-coordenadas.php> y <http://www.gpsvisualizer.com/elevation>.

3. Libreta de campo y lápiz.

4.5. Tareas en función de los objetivos

Para la realización del presente informe se elabora un plan de trabajo donde se especifican las tareas semanales llevadas a cabo para el logro de los objetivos específicos. (Ver tabla 11).

Tabla 11. Plan de trabajo semanal

SEMANA	FECHAS (días/mes/año)	ACTIVIDAD (En función del cumplimiento de los objetivos específicos)
I	24-27 /04/17	Inducción laboral en la empresa
II	2-4 /05/17	Definir objetivos y plan de trabajo de la pasantía
III	8-11 /05/17	Analizar datos concernientes al plan de explotación a largo plazo, tales como geología, geotecnia, producción, entre otros
IV	15-18 /05/17	Definir las <i>zonas en desarrollo</i> a estudiar
V	22-25 /05/17	Realizar evaluación topográfica y geológica del nivel 18 y las vías “Acceso” y “Cují”
VI	29/05/17 - 1/06/17	Definir adecuación de las vías “Acceso” y “Cují”
VII	5-8/06/17	
VIII	12-15/06/17	Plantear diseño de explotación en el nivel 18
IX	19-22/06/17	Plantear parámetros de voladura para el avance del nivel 18
X	26-29/06/17	Redacción y entrega de informe final a la empresa

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V

5. PROCESO DE ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS

5.1. Reconocimiento topográfico

En la figura 19, se presenta el espacio de estudio sectorizado a través de una imagen satelital tomada de Google Earth para facilitar la comprensión de los planos topográficos que se muestran a lo largo de la investigación.



Figura 19. Delimitación de las partes principales del estudio

Fuente: Tomado de Google Earth y editado por el autor

De forma subsiguiente, en la figura 20 se presenta el plano topográfico *suministrado por la empresa*.

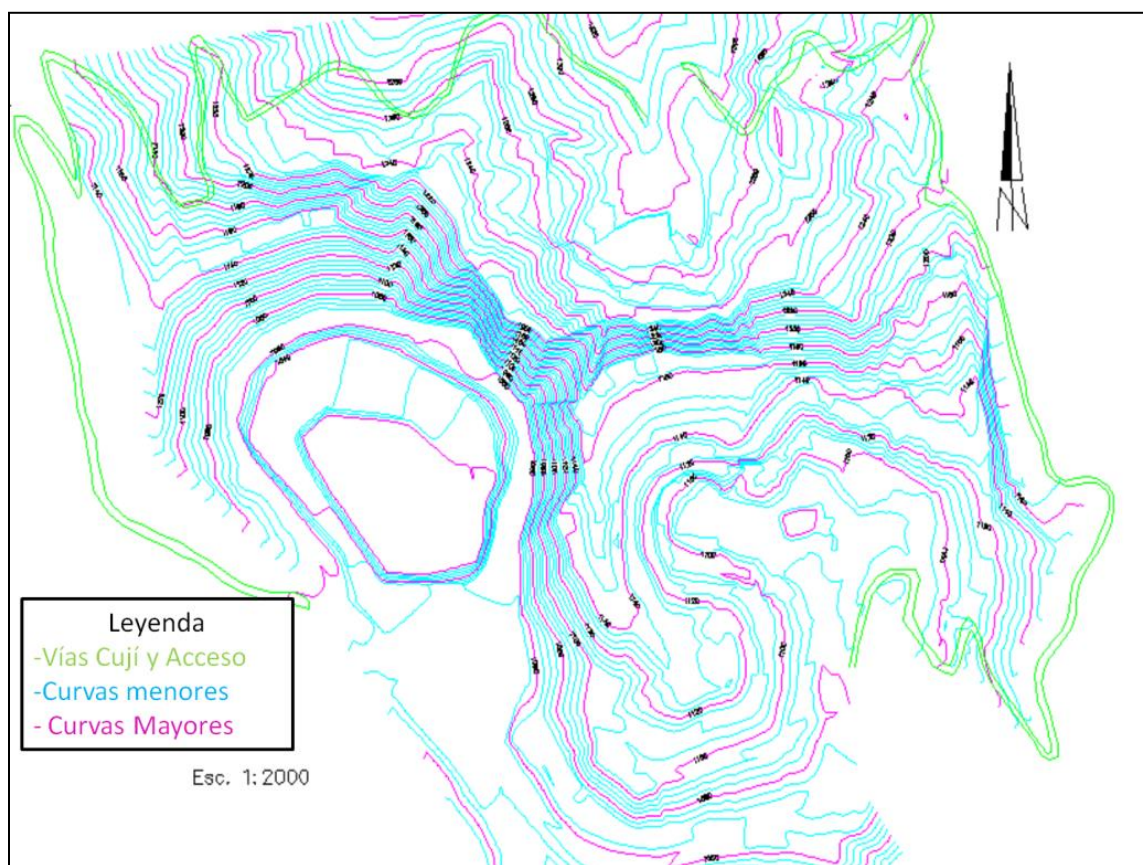


Figura 20. Plano topográfico suministrado con las vías conexas al nivel 18

Fuente: Topografía suministrada por la empresa y editado por el autor

Al correlacionar las figuras 19 y 20 se puede apreciar que el plano topográfico suministrado por la empresa no cuenta con una buena delimitación de las vías conexas al nivel 18 como lo son las vías “Cují” y “Acceso”, por ello, se tuvo que actualizar la topografía abarcando unos linderos más amplios que permitan delimitar correctamente las vías en cuestión.

5.1.1. Actualización topográfica

Para el proceso de actualización topográfica primeramente se utiliza el programa Google Earth Pro, definiéndose un polígono irregular que abarque toda la zona de interés y guardando el archivo en formato (.kmz), como se observa en la figura 21.

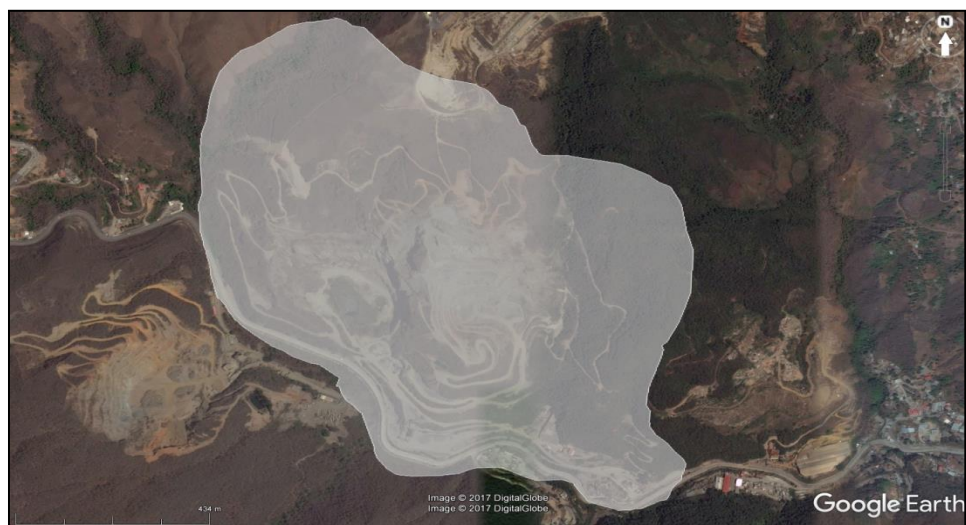


Figura 21. Definición de un polígono en la zona de estudio

Fuente: Google Earth Pro y editado por el autor

Posteriormente, se utiliza el programa Global Mapper, donde se abre el archivo .kmz, se configura la zona de dibujo en las coordenadas UTM respectivas, y se realizan los comandos necesarios para generar las curvas de nivel que se observan en la figura 22.

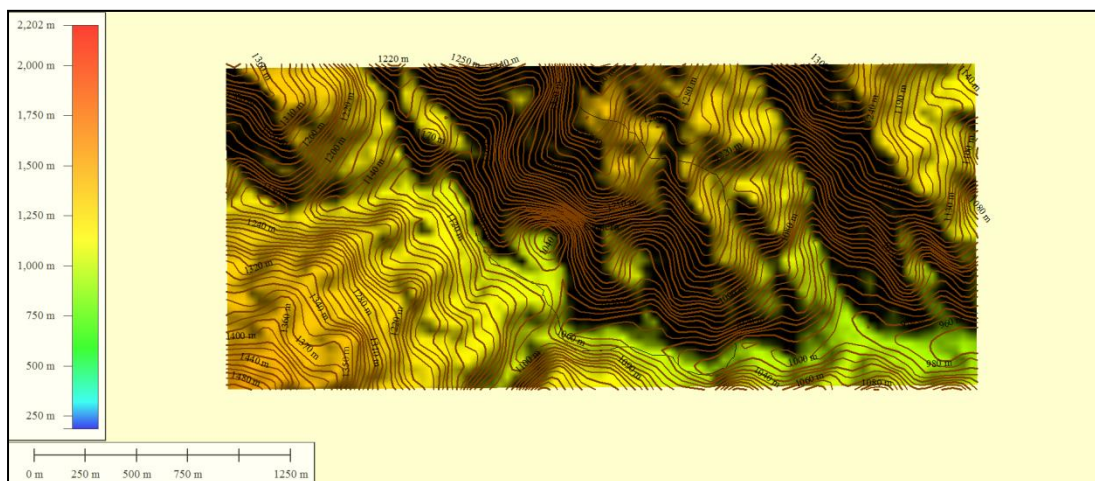


Figura 22. Generación de curvas de nivel a través de Global Mapper

Fuente: Elaboración propia

Finalmente, se guarda el archivo generado en Global Mapper en formato AutoCAD (.dwg), se define el lindero ampliado de la topografía y se genera la superficie TIN respectiva en el programa Civil 3D como se aprecia en la figura 23.

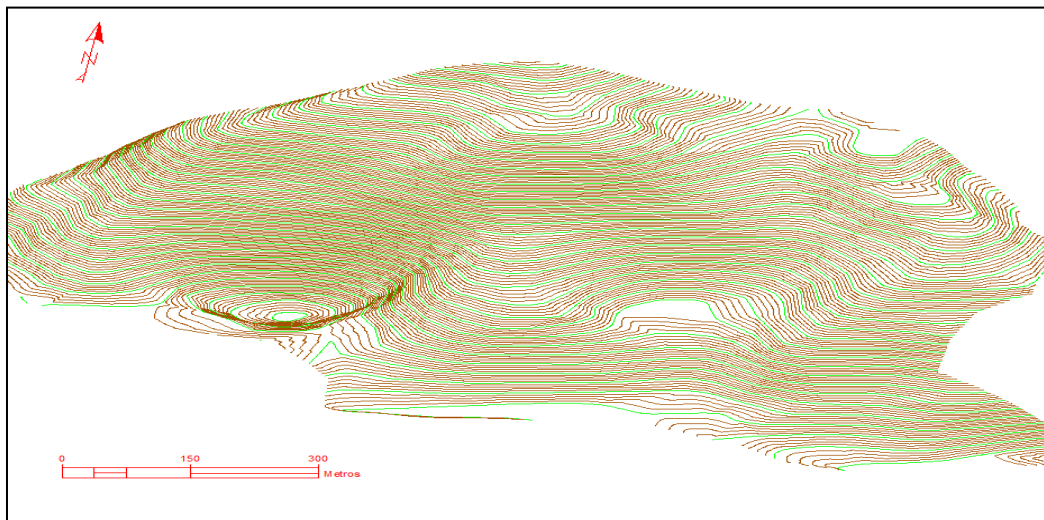


Figura 23. Topografía actualizada CDC 2017

Fuente: Elaboración propia

Los datos duros de la actualización topográfica fueron obtenidos a través de Google Earth Pro, el cual trabaja bajo un sistema DTED, el cual tiene una incertidumbre nivel 1 estandarizada de 50 m en la horizontal y 30 m en la vertical.

5.1.2. Medición de elementos viales

Para establecer los parámetros viales base, se procedió a definir una progresiva con puntos principales cada 100 metros aproximadamente, y a medir con un GPS y cinta métrica, parámetros tales como: ancho de vía, pendiente media, cunetas existentes y cualquier observación relevante, por ejemplo, el paso de una quebrada o taludes visualmente endebles.

5.1.2.1. Vía Acceso

Para definir la vía Acceso en el campo, se hace el levantamiento de una alineación donde cada 100 m aproximadamente, se toma el punto de coordenadas UTM a través de un GPS y se anota el ancho de la vía. En la tabla 12 se resaltan con sombreado los segmentos con un delta cota muy abrupto.

Tabla 12. Alineación de la vía de Acceso

Nº	P.K. inicial	Punto Intersección de alienación (PI)	Cota(m)	Δ Cota (m)	Ancho Medio de Vía
1	0+000.00m	(717955.8895m,1156598.2210m)	1063	-	5m
2	0+106.76m	(717960.6816m,1156708.6959m)	1092	29	
3	0+199.04m	(717996.2015m,1156788.6279m)	1101	9	
4	0+315.56m	(718043.0884m,1156707.3507m)	1104	3	
5	0+415.96m	(718090.8153m,1156700.5198m)	1121	17	
6	0+502.75m	(718143.3682m,1156630.6824m)	1128	7	
7	0+622.43m	(718158.0798m,1156730.5369m)	1146	18	
8	0+712.27m	(718194.8899m,1156810.8598m)	1174	28	
9	0+809.34m	(718165.3256m,1156866.8946m)	1180	6	
10	0+894.59m	(718125.8513m,1156937.3303m)	1180	0	
11	1+005.82m	(718095.2549m,1157043.8504m)	1199	19	
12	1+106.35m	(718037.6924m,1157122.0860m)	1213	14	
13	1+206.51m	(718023.5035m,1157216.9327m)	1238	25	
14	1+301.25m	(718009.0439m,1157263.1714m)	1249	11	
15	1+408.58m	(717914.7468m,1157257.9789m)	1264	15	
16	1+504.51m	(717863.5432m,1157178.9360m)	1284	20	
17	1+603.30m	(717792.1593m,1157229.7888m)	1306	22	
18	1+626.80m	(717772.6923m,1157217.3522m)	1311	5	
Promedio de Pendiente de Zonas Abruptas				25%	

Fuente: Elaboración propia

Una vez con los datos de la alineación se procede a realizar el perfil topográfico de la vía de Acceso como se aprecia en la Figura 24.

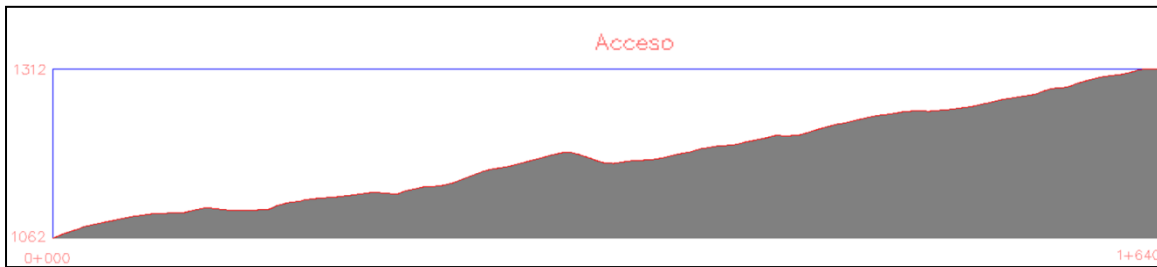


Figura 24. Perfil de elevación de la alineación de Acceso

Fuente: Elaboración propia

Al hacer una evaluación de las pendientes en segmentos de 100 metros aproximadamente, se aprecia que la variación de las mismas no se realiza de forma constante, también se denota que en ocasiones el delta de altura se realiza de forma muy escabrosa dando un promedio de pendientes abruptas de 25%. Se deduce que el desempeño de un equipo minero, tal como, un camión roquero puede sufrir enormemente en el desempeño de la caja de tracción a lo largo de su funcionamiento, por lo que resulta conveniente realizar un análisis para suavizar la pendiente. En las figuras 25 y 26 se aprecia la vía Acceso en vista satelital y proyección CAD, respectivamente.



Figura 25. Vista satelital de la vía de acceso

Fuente: Google Earth Pro y editado por el autor

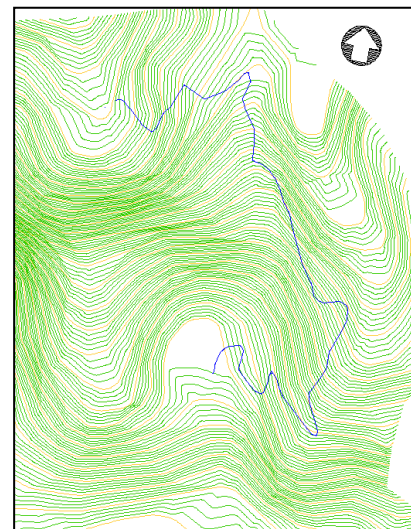


Figura 26. Proyección de la alineación de la vía de Acceso en Civil 3D

Fuente: Elaboración propia

5.1.2.2. Vía Cují

En la etapa de campo no se ejecuta un levantamiento de la alineación con presencia física de la vía Cují debido a inconvenientes para acceder al sitio con un personal autorizado, ya que los mismos hacían uso de su disponibilidad física en labores concernientes a la producción de la cantera. Por ende, el levantamiento de la alineación en esta vía se efectúa de forma satelital, a través del uso de los software Google Earth Pro, MapSource y Civil 3D, como se explica a continuación:

Primeramente, se delimita la ruta Cují en Google Earth como se aprecia en la figura 27.



Figura 27. Vista satelital de la vía Cují

Fuente: Google Earth Pro y editado por el autor

De forma subsiguiente, se guarda la ruta del Cují obtenida por Google Earth Pro en formato .kml, luego se procede a utilizar el depurador de coordenadas satelitales online “GPS Visualizar” para asignar las elevaciones respectivas de la ruta Cují y se guarda en un formato .gpx. Posteriormente, dicho archivo se abre en el software MapSource, se configura la posición geográfica del sistema UTM respectivo y se guarde la ruta en formato AutoCAD (.dxf), obteniéndose la vía demarcada anaranjada en la figura 28.

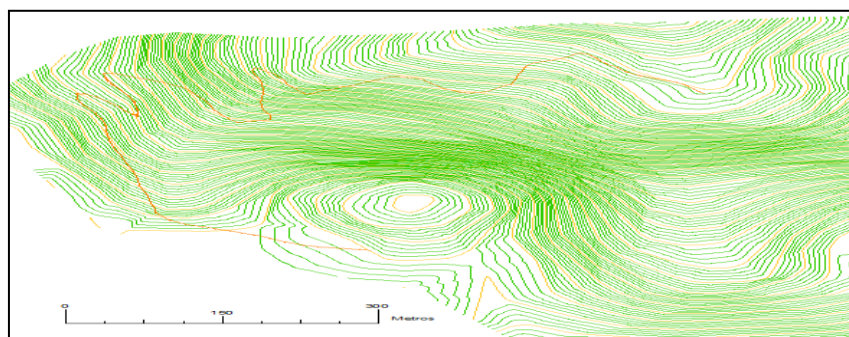


Figura 28. Levantamiento de la alineación de la vía Cují
Fuente: Elaboración propia

Una vez definida la vía Cují en el software Civil 3D se procede a realizar el levantamiento de la alineación directamente sobre el software, como se aprecia en la tabla 13.

Tabla 13. Alineación de la vía del Cují

Nº	P.K. inicial	Punto PI	Cota (m)	Δ Cota (m)	Ancho Medio de Vía
1	0+000.00m	(717437.6659m,1156760.4543m)	1060	-	5m
2	0+102.50m	(717342.0101m,1156793.1779m)	1066	6	
3	0+206.35m	(717249.4807m,1156839.5145m)	1076	10	
4	0+304.95m	(717217.4847m,1156930.6140m)	1098	22	
5	0+408.24m	(717193.7311m,1157030.8746m)	1117	19	
6	0+508.72m	(717175.0185m,1157129.1546m)	1123	6	
7	0+604.02m	(717185.2571m,1157163.8232m)	1134	11	
8	0+704.06m	(717206.2473m,1157177.3065m)	1145	11	
9	0+800.45m	(717208.4090m,1157230.8819m)	1158	13	
10	0+904.45m	(717281.6718m,1157161.8301m)	1184	26	
11	1+000.70m	(717342.5000m,1157116.3275m)	1184	0	
12	1+102.48m	(717333.5000m,1157215.5137m)	1229	45	
13	1+203.46m	(717359.9023m,1157206.2252m)	1239	10	
14	1+301.51m	(717436.8969m,1157217.0353m)	1258	19	
15	1+400.72m	(717516.9777m,1157193.1417m)	1259	1	
16	1+501.63m	(717583.3458m,1157243.9217m)	1285	26	
17	1+602.32m	(717655.0512m,1157281.0714m)	1307	22	
18	1+707.38m	(717732.9855m,1157214.1120m)	1309	2	
Promedios Abruptas				28%	

Fuente: Elaboración propia

Una vez con los datos de la alineación se procede a realizar el perfil topográfico de la vía Cují, como se aprecia en la figura 29.

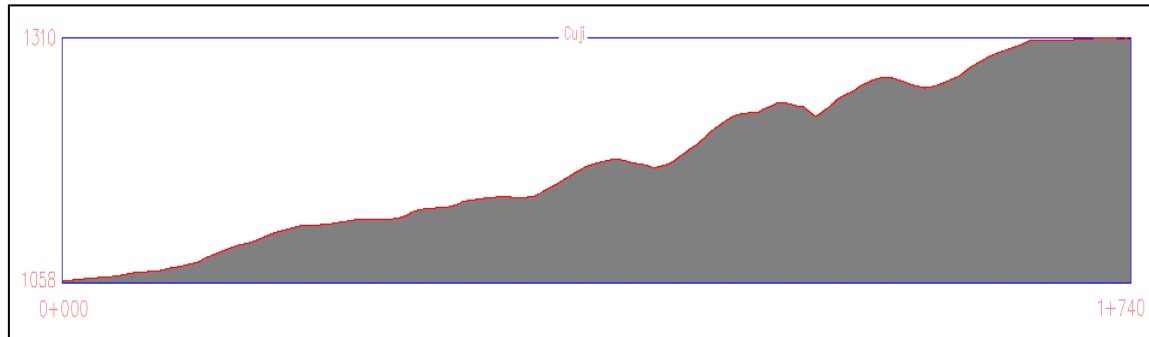


Figura 29. Perfil de elevación de la alineación del Cují

Fuente: Elaboración propia

Al hacer una evaluación de las pendientes en segmentos de 100 metros aproximadamente, se aprecia que la variación de las mismas no se realiza de forma constante, también se denota que en ocasiones el delta de altura se realiza de forma muy escabrosa dando un promedio de pendientes abruptas de 28%, por lo que se deduce que el desempeño de un equipo minero, tal como, un camión roquero puede sufrir enormemente en el desempeño de la caja de tracción a lo largo de su funcionamiento, por lo que resulta conveniente realizar un análisis para suavizar la pendiente.

5.1.3. Medición de elementos geométricos y estructurales de los niveles 17 y 18

Para delimitar la topografía actual de los niveles 17 y 18 con mayor detalle se procede a realizar un levantamiento de datos con información referente a la dimensión de los niveles 17-18 y la rampa de comunicación que los une, entre las medidas realizadas están: cotas, coordenadas geográficas y anchos operativos de puntos específicos. Los datos depurados se presentan en las tablas 14, 15 y 16.

Tabla 14. Levantamiento de puntos específicos en la zona del desarrollo

Zona	Coordenadas (m)	Cota (m)	Longitud Media (m)
Centro de Berma del Nivel 17	1157112,717739	1290	
Cresta de Talud Nivel 17	1157086,717777	1290	
Ancho Operativo Nivel 17			30
Inicio de Rampa del nivel 17	1157131,717709	1294	
Longitud de Rampa			70
Fin de Rampa del nivel 17	1157182,717760	1307	
Cresta de Talud Nivel 18	1157132,717828	1299	
Ancho Operativo Fin del Nivel 18			44
Cuello de Botella Nivel 18	1157153,717797	1302	
Centro de Berma Parte Inicial del Nivel 18	1157191,717787	1304	
Ancho Operativo Inicio del Nivel 18			30
Salida del Nivel 18	1157229,717788	1304	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15. Levantamiento de Poligonal Bordeando Rampa y Nivel 17

N ^o	P.K. inicial	Punto PI	Elevación
1	0+000.00m	(717765m,1157186m)	1307m
2	0+106.15m	(717729m,1157107m)	1289m
3	0+201.47m	(717773m,1157124.m)	1295m
4	0+302.15m	(717753m,1157166m)	1305m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16. Levantamiento de Poligonal Bordeando Nivel 18

N ^o	P.K. inicial	Punto PI	Elevación
1	0+000.00m	(717792m,1157233m)	1308
2	0+105.24m	(717796m,1157148m)	1300
3	0+205.22m	(7178280m,1157131m)	1287
4	0+304.43m	(717805m,1157205m)	1304

Fuente: Elaboración propia

Una vez con las poligonales de los niveles respectivos y los puntos específicos bien delimitados, se procede a modelar dicha información en el programa de diseño Civil 3D para tener una aproximación a la topografía presente en la realidad. Como se aprecia en las figuras 30 y 31, la configuración estructural de ambos niveles es similar al de dos explanaciones conexas y comunicadas por una rampa en el extremo noroeste. La altura del

talud que comunica ambos niveles es de 12 m aproximadamente. En la figura 32 se aprecia una imagen satelital delimitando los niveles 17 y 18.

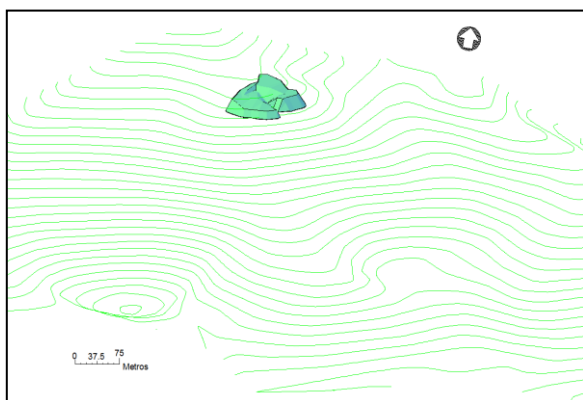


Figura 30. Modelo aproximado a la topografía en los niveles 17 y 18
Fuente: Elaboración propia

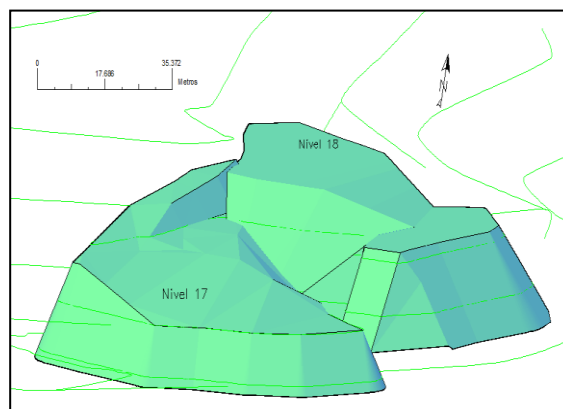


Figura 31. Modelado aproximado a la topografía en los niveles 17 y 18
Fuente: Elaboración propia



Figura 32. Delimitación satelital de los niveles 17 y 18
Fuente: Google Earth Pro y editado por el autor

5.2. Reconocimiento geológico

Se realizó una inspección litológica superficial en cada uno de los bancos presentes en Mina II, donde se describieron las características estructurales principales y las mineralizaciones predominantes.

En la figura 33, se puede apreciar una delimitación litológica genérica presente desde el Nivel 1 hasta el Nivel 7 de Mina II.

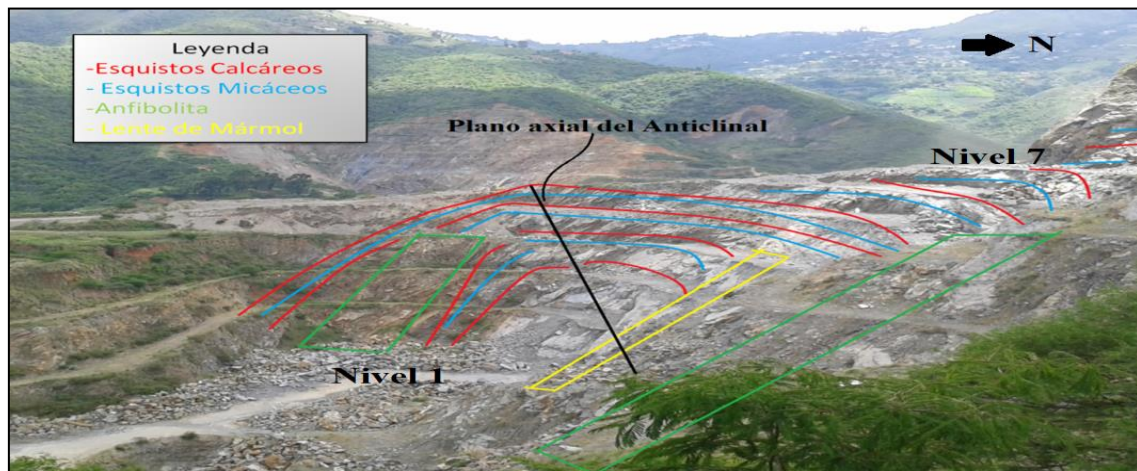


Figura 33. Esquema general de secuencia estratigráfica en el anticlinal que aflora en Mina II (zona Este de la cantera)

Fuente: Foto tomada y editada por el autor

En la figura 34 se puede apreciar el complemento de la figura 33, que abarca desde el nivel 7 hasta el nivel 18, donde las bermas entre los niveles 7 y 14 no se encuentran físicamente realizadas, sólo se encuentran planificadas en el plan de explotación, por ende, entre los niveles 7 y 14 existe una pared de aproximadamente 90 m de altura. Dicha pared se logra evidenciar en campo que es un escarpe de falla, por lo que no se pudo detallar bien la intercalación exacta entre los esquistos pero se infiere que prosiguen la misma secuencia de los niveles inferiores, sólo que están ausentes de las intrusiones anfibolíticas y los lentes de mármol.

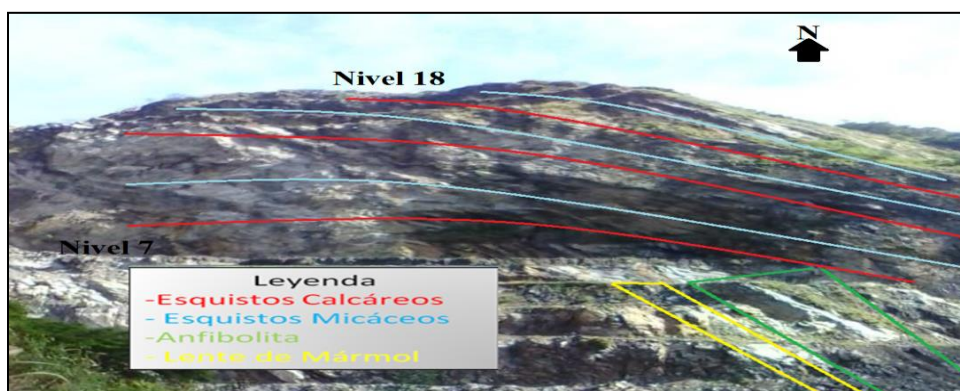


Figura 34. Esquema general de secuencia estratigráfica entre niveles 7 y 18 de Mina II
Fuente: Foto tomada y editada por el autor

En la figura 33 se observa la existencia de una estructura anticlinal, cuyos flancos poseen una orientación general cercana a la E-W y con unos buzamientos máximos cercanos a los 45°. En la figura 35 se observa una secuencia estratigráfica esquemática del anticlinal de Mina II, la litología del anticlinal se encuentra conformada principalmente por esquistos cuarzo-calcáreos intercalados con esquistos cuarzo-micáceos. Entre los niveles 1 y 4 se pueden observar intrusiones de anfibolitas, donde en el flanco derecho del anticlinal se encuentra una intrusión anfibolítica con un ancho aproximado de 65 m.

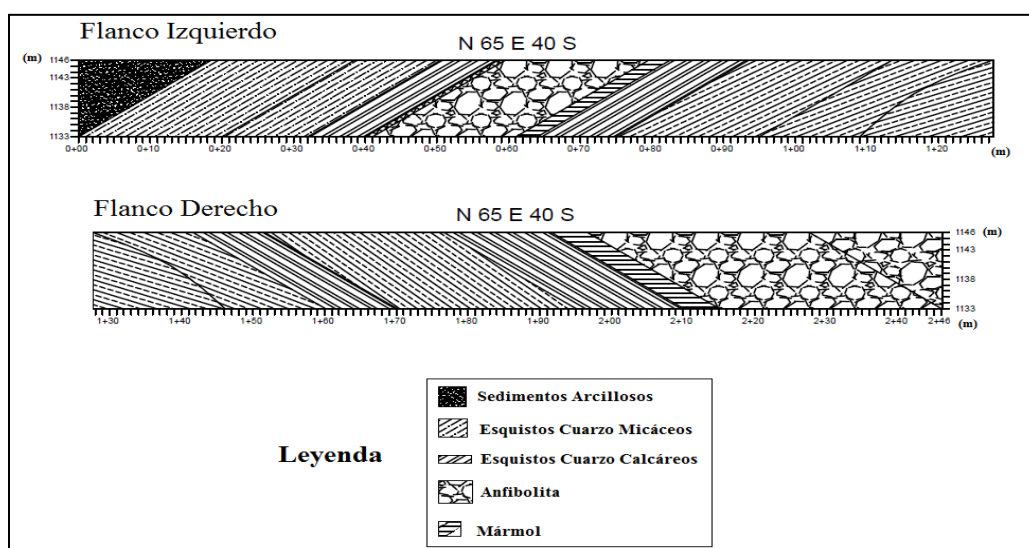


Figura 35. Secuencia estratigráfica del anticlinal presente en el talud del nivel 3 de Mina II
Fuente: Diseñado por el Geol. Pablo Matos y dibujado por el autor

También se observa una correlación directa entre la anfibolita y los esquistos cuarzo-calcareos, ya que la zona colindante con la intrusión anfibolítica es un esquisto que tiende a ser más calcáreo que micáceo. Inclusive, se encontró que cercana a dichas intrusiones anfibolíticas se encuentran presente lentes de mármol, donde el lente del flanco derecho se pudo identificar claramente en campo pero el lente de mármol del flanco izquierdo no se pudo evidenciar visualmente, aunque se infiere que debe estar cercana a la intrusión anfibolítica del flanco izquierdo.

En la figura 36 se aprecia el talud que conecta el nivel 17 con el nivel 18, donde se puede observar que la litología del esquisto es mayormente calcárea que micácea en esa zona.

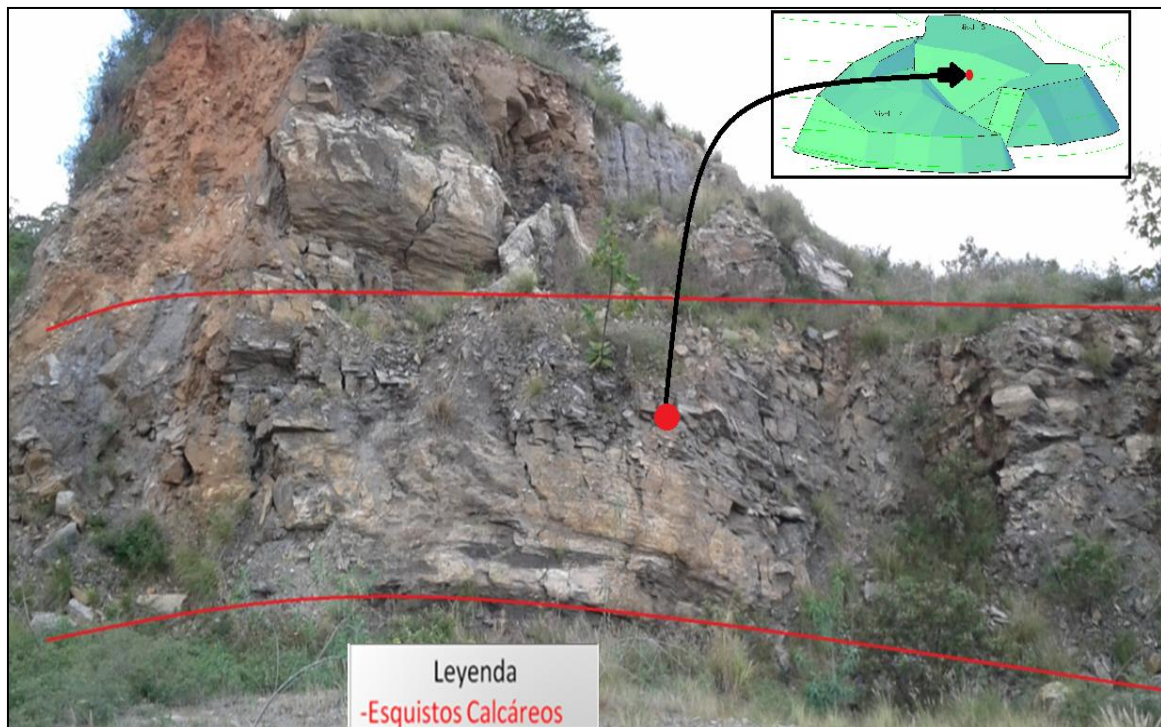


Figura 36. Cara del talud del nivel 17

Fuente: Foto tomada y editada por el autor

5.3. Equipos disponibles en la cantera

Se presenta la tabla 17 como resumen de los equipos operativos en la cantera para la fecha.

Tabla 17. Equipos operativos en la cantera para mayo del 2017

Tipo	Marca	Modelo	Capacidad
Cargador Frontal	CAT	966C	2,7 m ³
Cargador Frontal	CAT	988B	5,4 m ³
Cargador Frontal	CAT	988B	5,4 m ³
Cargador Frontal	BELAZ	78221	5,4 m ³
Tractor	CAT	D9H	N/A
Motoniveladora	XCMG	GR165	N/A
Excavadora	CAT	206	1 m ³
Excavadora	XCMG	XE230	1 m ³
Excavadora	LIEBHERR	R916 LC	1 m ³
Excavadora	LIEBHERR	R964C HDSL	4,5 m ³
Excavadora	LIEBHERR	R964C HDSL	4,5 m ³
Perforadora	TAMROCK	CHA 660	10 m/h
Camión Roquero	CAT	769C	23 m ³

Fuente: Suministrado por la empresa

5.3.1. Dimensión de los equipos de mayor envergadura

Como parte de la finalidad de la investigación busca definir la dimensión óptima de las vías conexas al nivel 18, se van a especificar las dimensiones de los equipos de *mayor envergadura* que van a transitar por las zonas mencionadas.

5.3.1.1. Cargador frontal CAT 988B

Se presenta la figura 37 y la tabla 18 con las dimensiones generales del equipo.

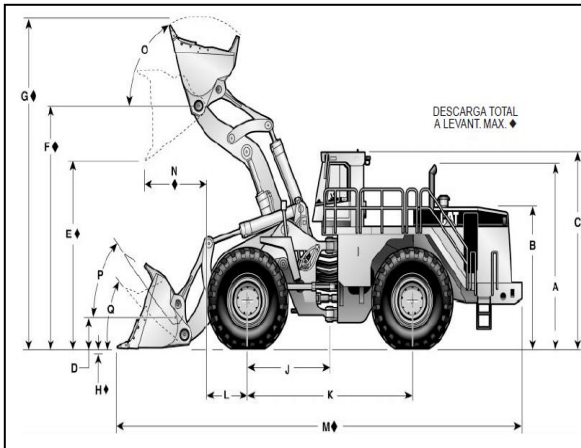


Tabla 18. Dimensiones del Cargador Frontal 988B

Ancho de cuchilla estándar (m)	M: Longitud (m)	C: Altura (m)
4,5	12,5	4

Fuente: Manual de Caterpillar Edición 31

Figura 37. Cargadores frontales CAT con cuchilla empernable estándar
Fuente: Manual de Caterpillar Edición 31

5.3.1.2. Camión roquero CAT 769C

Se presenta la figura 38 y la tabla 19 con las dimensiones generales del equipo.

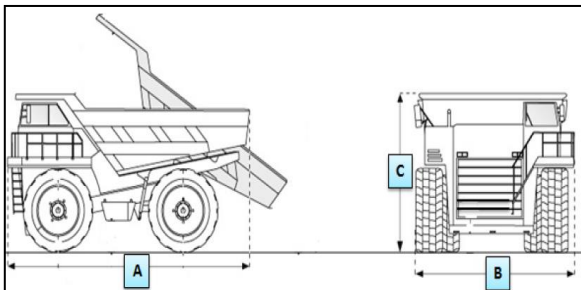


Tabla 19. Dimensiones y peso bruto del Camión Roquero 769C Fuente:

B: Ancho (m)	A: Longitud (m)	C: Altura (m)
5	7,6	4

Fuente: Manual de Caterpillar Edición 31

Figura 38. Camión Roquero CAT
Fuente: Ledezma, A. & Castillo, L. (2017)

5.4. Histórico de voladura

En Cantera del Distrito Capital se ha procurado el uso de 4 m de retiro y 3,5 m de espaciamiento, siguiendo el diseño en tresbolillo para una altura de banco de 12 m,

totalizando un volumen de afectación de 168 m³/barreno "in situ", donde el diámetro de perforación se realiza con brocas de 4", como se ve en la Figura 39.

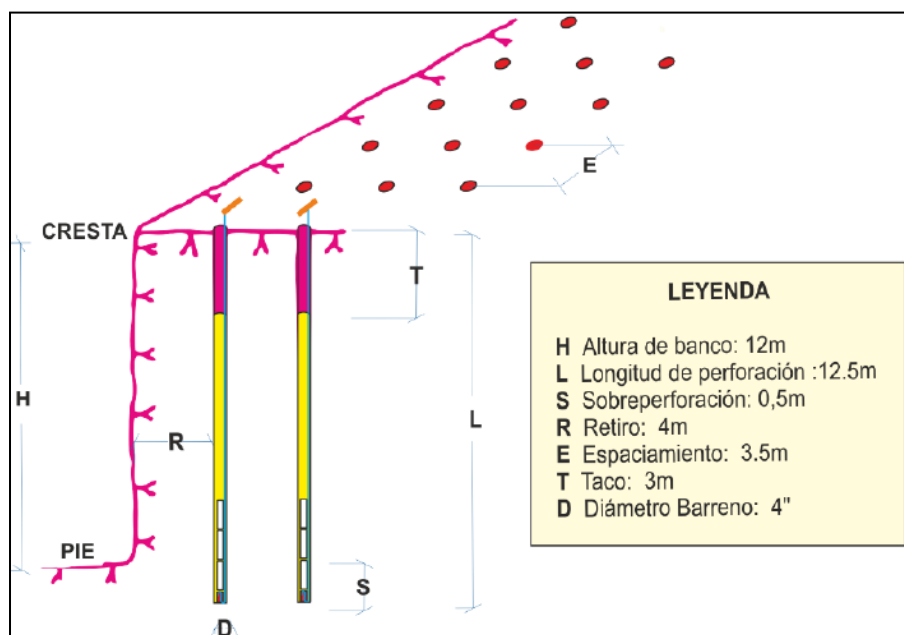


Figura 39. Esquema de perforación en banco

Fuente: Melo, Y (2016)

CAPÍTULO VI

6. ANÁLISIS DE RESULTADOS

6.1. Adecuación de las vías

Por motivos de espacio y seguridad vial, en vez de utilizar una ruta que sirva como doble vía, se estructuran dos vías de un solo carril cada una, donde una sirve solo para acceder a los niveles superiores de Mina II (vía “Acceso”), y la otra solo para descender de los niveles superiores de Mina II (vía “Cují”). Igualmente, cabe destacar que se elige adecuar las vías ya existentes para aprovechar de la infraestructura ya consolidada.

La rasante de las vías se define en primera instancia para obtener el mejor balance en lo que al movimiento de masas respecta, y de forma subsiguiente para conseguir la máxima pendiente permitida para el adecuado rendimiento de los equipos de acarreo.

Cabe recalcar que Bustillo y López (1997), comentan que los porcentajes recomendables para el diseño y construcción de las pendientes en vía mineras se encuentran en un rango establecido entre el 1 y 15%, pero, también comentan que los camiones roqueros pueden trabajar perfectamente en pendientes hasta del 20%. Por ende, al colocar como pilar de sustento este último comentario y tomando en cuenta un segundo pilar que es el análisis del balance de masas, se toma como lineamiento que la pendiente máxima para la realización de las vías tiene que ser obligatoriamente menor o igual al 20%.

6.1.1. Vía “Acceso”

El replanteo de la rasante se delimitó desde la progresiva 0+320 m hasta la 1+620 m, no se modificó desde la progresiva 0+000 m debido a que el promedio de la pendiente en la zona excluida es de aproximadamente 13%, por lo que se encuentra dentro de los parámetros adecuados para el adecuado desempeño de un camión roquero CAT 769C.

En la figura 40, se puede apreciar el perfil de la topografía original solapado con el emplazamiento de la rasante, donde se denotan las zonas de corte en color rojo y las zonas de relleno en color azul. Por inspección visual se puede inferir que en la vía de Acceso hay mayor cantidad de relleno que de corte. La rasante que permitió mejor balance de masas al momento del diseño fue una con pendiente del 15%.

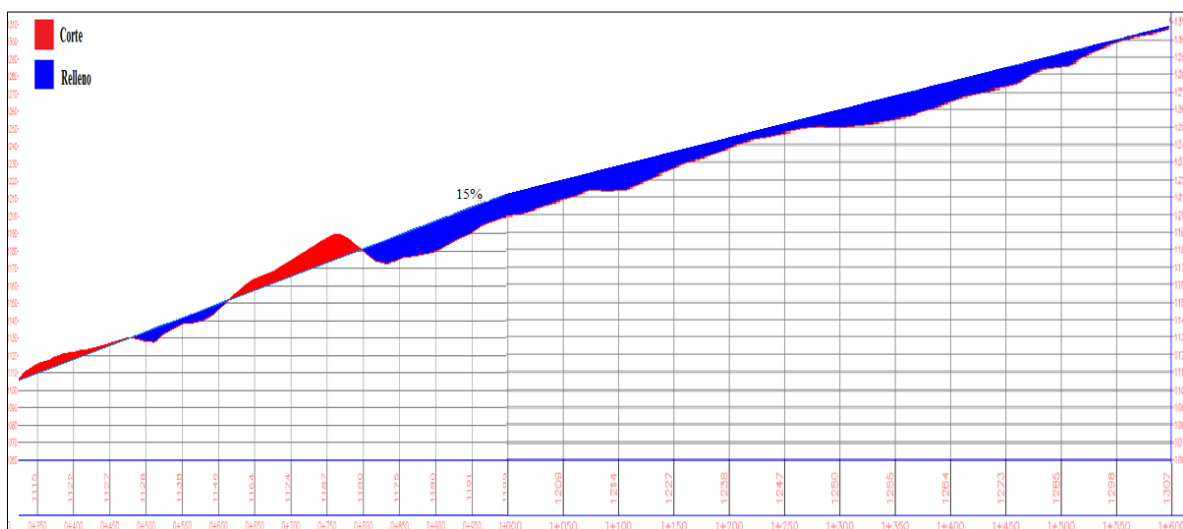


Figura 40. Rasante de la vía Acceso con cortes en rojo y relleno en azul

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 20, se especifica de forma detallada la cantidad de corte y relleno acumulado por cada tramo de 0+100 m de progresiva. Al observar la cantidad de material acumulado en la progresiva 1+600 m, se puede estipular en forma aproximada que para el desarrollo de la vía “Acceso” se tiene un total de corte y relleno de 27.000 m³ y 110.000m³, respectivamente.

Tabla 20. Volumen de corte y relleno acumulado en la vía de acceso

P.K.	Volumen Corte Acumulado (m³)	Volumen Relleno Acumulado (m³)
0+300.000	0.00	0.00
0+400.000	4248.60	0.00
0+500.000	5867.17	1281.80
0+600.000	6283.40	5946.37
0+700.000	11938.23	6208.33
0+800.000	25016.92	6377.37
0+900.000	25192.79	23248.72
1+000.000	25207.13	41750.95
1+100.000	25320.58	58034.25
1+200.000	25361.24	70987.81
1+300.000	25370.16	78505.14
1+400.000	25555.30	94867.73
1+500.000	26196.74	106289.03
1+600.000	27060.47	109578.10

Fuente: Elaboración propia

6.1.2. Vía “Cují”

La realización de esta rasante se toma desde la progresiva 0+780 m hasta 1+580 m, la zona excluida (progresivas de 0+000 a 0+780 m) no se toma en consideración ya que la pendiente presente en la misma es de 11 %, por lo que se encuentra dentro de los parámetros de aceptabilidad.

En la tabla 21, se evidencia la cantidad de corte y relleno acumulado cada 100 m desde la progresiva 0+800 m, al observar la cantidad de material acumulado en la progresiva 1+580 m, se aprecia que se obtiene una cantidad aproximada de corte y relleno de 71.000 y 27.200 m³, respectivamente.

Tabla 21. Volumen de corte y relleno en rasante del Cují

P.K.	Volumen Corte Acumulado (m³)	Volumen Relleno Acumulado (m³)
0+800.000	375.84	3.49
0+900.000	15114.03	38.10
1+000.000	18725.29	4566.31
1+100.000	28606.13	6107.83
1+200.000	57679.16	6107.86
1+300.000	61888.36	8533.47
1+400.000	68538.86	10554.86
1+500.000	69610.90	25712.55
1+580.000	70794.33	27199.74

Fuente: Elaboración propia

Se denota en la figura 41 que no se logra suavizar la rasante más de 19%, ya que al disminuir la inclinación de la rasante en el extremo derecho se obtiene demasiado corte, y al aumentar la longitud del extremo izquierdo se consigue demasiado relleno, por ende, se tuvo que establecer la pendiente mencionada que es teóricamente aceptable para el funcionamiento normal de un equipo roquero.

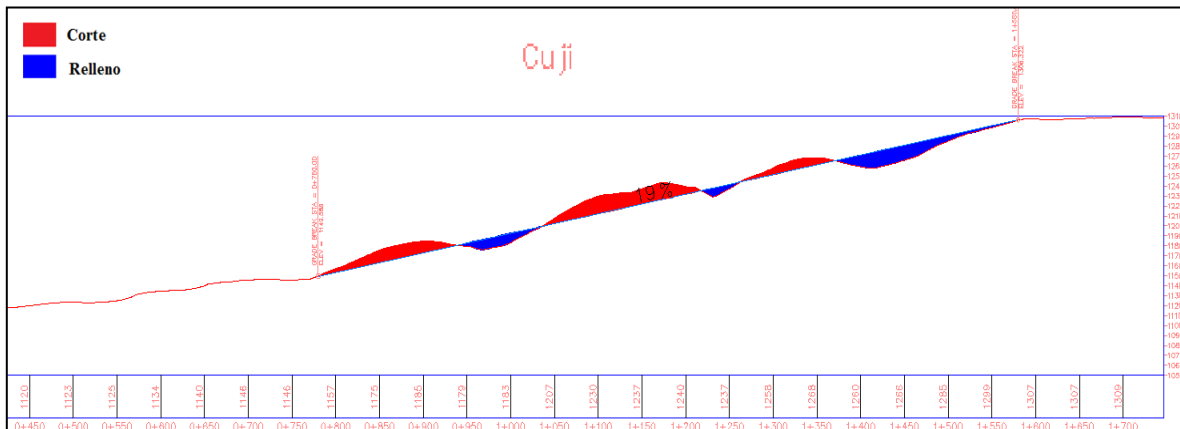


Figura 41. Rasante de la vía del Cují desde la progresiva 0+780 m hasta 1+580 m

Fuente: Elaboración propia

6.1.3. Balance de masas del corte y relleno

Se establece que el porcentaje de compactación utilizado en la cantera es de 20 %, por ello, se le debe aplicar el factor de reducción de volumen a las cantidades de corte del terreno respectivo. La tabla 22, muestra de forma aproximada el balance de masas del volumen de corte y relleno que se proyecta para el desarrollo de las vías. Dicha tabla muestra en la -segunda columna con octava fila- la sumatoria del relleno total a manejar, en el cual se obtuvo un aproximado de 137.200 m³, en la -tercera columna con tercera fila- se muestra la cubicación de corte en las vías respectivas tomando en cuenta la reducción del volumen generado por el porcentaje de compactación del material, siendo un total de 78.200 m³.

Al restar la cantidad de material de corte compactado (que servirá para rellenar) menos la cantidad necesaria para el relleno, se obtiene un balance de material de 58.800 m³, en pocas palabras, significa que no todo el material cortado de la topografía será utilizado para rellenar las zonas que así lo requieran, por lo que se requerirá buscar la cantidad de material faltante para culminar la obra.

Tabla 22. Balance de masas aproximado del corte y relleno de las vías

Vía	Corte (m ³)	Volumen post-Compactación
Acceso	27.000	21.600
Cují	71.000	56.800
Total		78.400
Vía	Relleno (m ³)	Relleno - Corte (m ³)
Acceso	110.000	
Cují	27.200	
Total	137.200	

Fuente: Elaboración propia

En la figura 42 se muestra una vista en planta de la topografía de la cantera con la adecuación de las vías Acceso y Cují, y con los niveles 17 y 18 sin modificar.

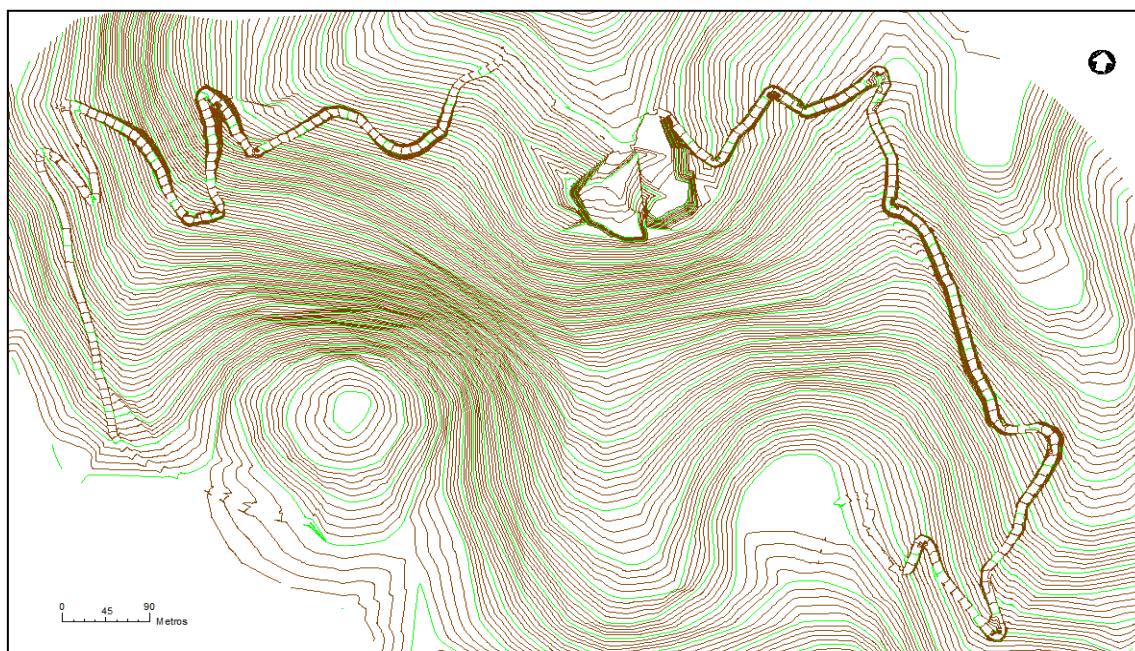


Figura 42. Topografía de la cantera con el emplazamiento de las vías y los niveles actuales 17 y 18 (vista de planta)
Fuente: Elaboración propia

6.1.4. Ensamblaje de vías

Como se comenta en el apartado previo, las secciones de las vías se diseñan con formato de un solo carril por tres consideraciones: primeramente debido al estrecho espacio presente en la accidentada topografía de la mina, como segundo aspecto, se busca aprovechar la infraestructura ya establecida y por último, debido a motivos de seguridad vial, ya que una vía muy estrecha en formato de doble vía va a requerir un seguimiento muy estricto del flujo vehicular, lo que se traduce en la estructuración de nuevos planes de organización y planificación operativa más estrictos. Por ende, se considera que por mayor simplicidad en el desenvolvimiento operativo, se diseñaron dos vías cada una de un solo canal donde la vía “Acceso” sirve sólo como vía de ascenso a los niveles superiores de Mina II y la vía “Cují” sirve sólo como plataforma de descenso.

Para el diseño del ensamble o sección transversal de la vía se calcularon y analizaron los parámetros definidos en la tabla 23, dichos parámetros se pueden visualizar con mayor facilidad en la figura 43.

Tabla 23. Parámetros geométricos de la sección transversal de las vías Acceso y Cují

Parámetros	Valor	Parámetros	Valor
Categoría del Vehículo	P1	Altura Cuneta (m)	0,5
Radio de Curvatura (m)	9	Ángulo de Cuneta en V (°)	45
Peralte máximo (%)	6,5	Ancho Berma (m)	1
Velocidad Max (km/h)	20	Altura Berma (m)	0,6
Distancia entre Ejes del Volquete (m)	3,7	Distancia de Seguridad por lado del Camión (m)	1
Sobreancho (m)	0,5	Bombeo de Vía	2%
Ancho Camión (m)	5	Ángulo de Talud Corte	70°
Ancho Cuneta (m)	1	Ángulo de talud de Relleno	70°

Fuente: Elaboración propia

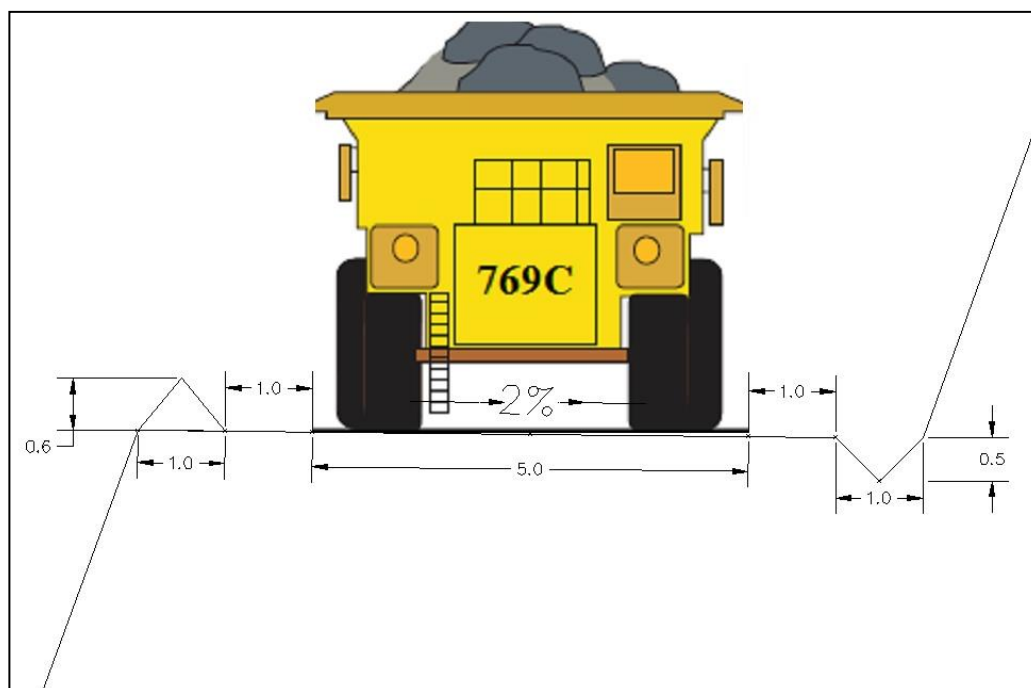


Figura 43. Sección transversal de las vías Acceso y Cují

Fuente: Elaboración propia (Imagen del camión tomada y editado de MGMM. 2006)

6.2. Rendimiento del equipo de acarreo

Este apartado busca estandarizar el desempeño del camión roquero CAT 769C operativo en la cantera, en función de las pendientes establecidas en las vías Acceso y Cují. Se toman en cuenta parámetros estipulados por la Hoja de Especificaciones del Camión Caterpillar, como se muestra en la tabla 24.

Tabla 24. Especificaciones generales del CAT 769C

Peso bruto del camión vacío (t)	25
Capacidad colmada del camión (m³)	16
Densidad de la roca (t/m³)	2
Peso de carga colmada (t)	32
Peso aproximado del camión cargado (t)	57
Resistencia a la rodadura en Macadam (%)	3

Fuente: Hoja de especificaciones del camión 769C Caterpillar

6.2.1. Rendimiento de tracción en la vía Acceso

Debido a que la vía Acceso sirve únicamente como ruta para ingresar a los niveles superiores de Mina II, implica que los camiones roqueros ingresarán vacíos a la vía en cuestión. La pendiente de la vía de Acceso es de 15%, al sumarle una resistencia a la rodadura del 3% generada en un camino del tipo macadam se obtiene una resistencia total a la rodadura del 18%. En la figura 44, se observa que el camión CAT 769C sube con la segunda velocidad, generando una tracción en las ruedas cercana a las 5 t y desplazándose a una velocidad promedio de 16 km/h.

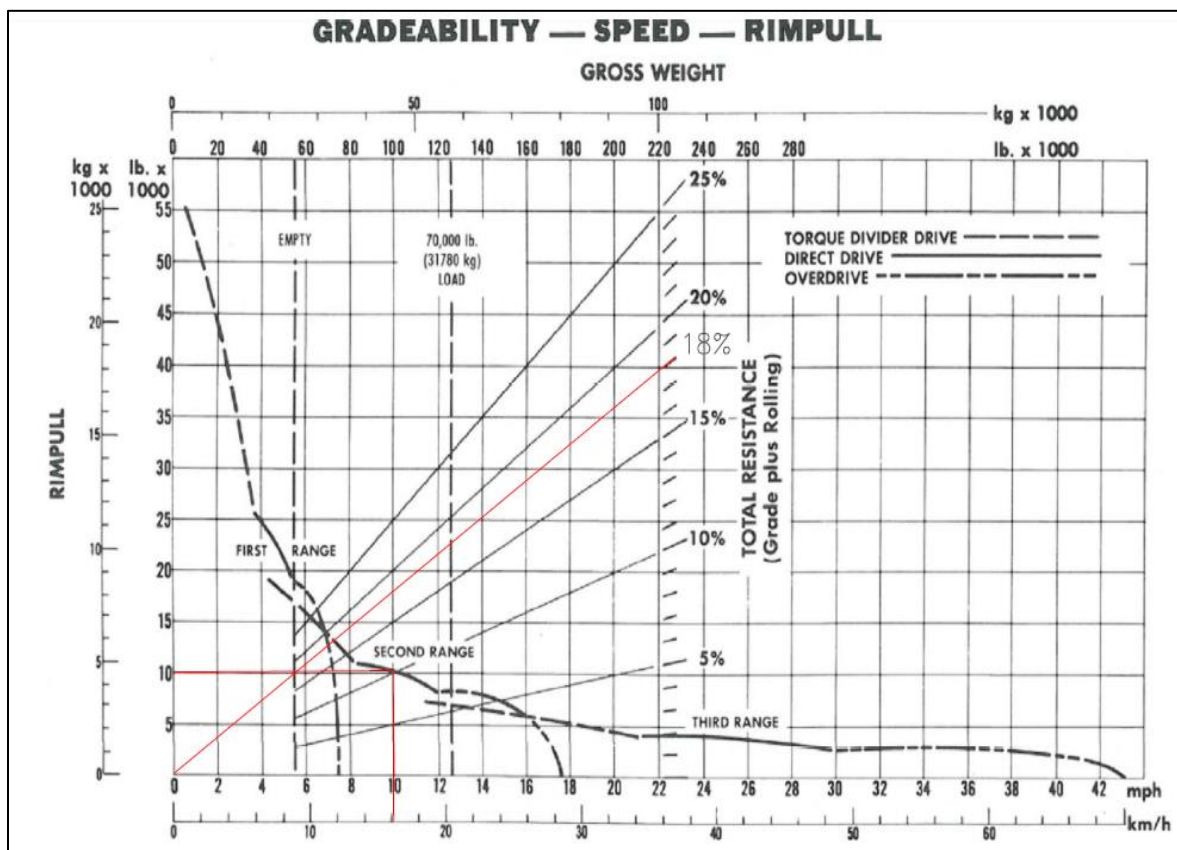


Figura 44. Rendimiento en pendiente del camión roquero CAT 769C

Fuente: Hoja de Especificaciones del Camión Caterpillar y editado por el autor

6.2.2. Rendimiento al freno de la vía Cují

Debido a que la vía Cují sirve únicamente como ruta para descender de los niveles superiores de Mina II, implica que los camiones roqueros ingresarán cargados a la vía en cuestión. La pendiente de la vía Cují es de 19%, al restarle una resistencia a la rodadura del 3% generada en un camino del tipo macadam se obtiene una resistencia total a la rodadura del 16%. Para que el camión CAT 769C pueda bajar del Cují con una carga cercana a las 32 t y obtenga un máximo desempeño en el sistema de frenos debe desplazarse a una velocidad máxima de 35 km/h, como se observa en la figura 45. Sin embargo, por motivos de seguridad y para no sobreestimar las proyecciones se va a estandarizar una velocidad de descenso promedio de 20 km/h.

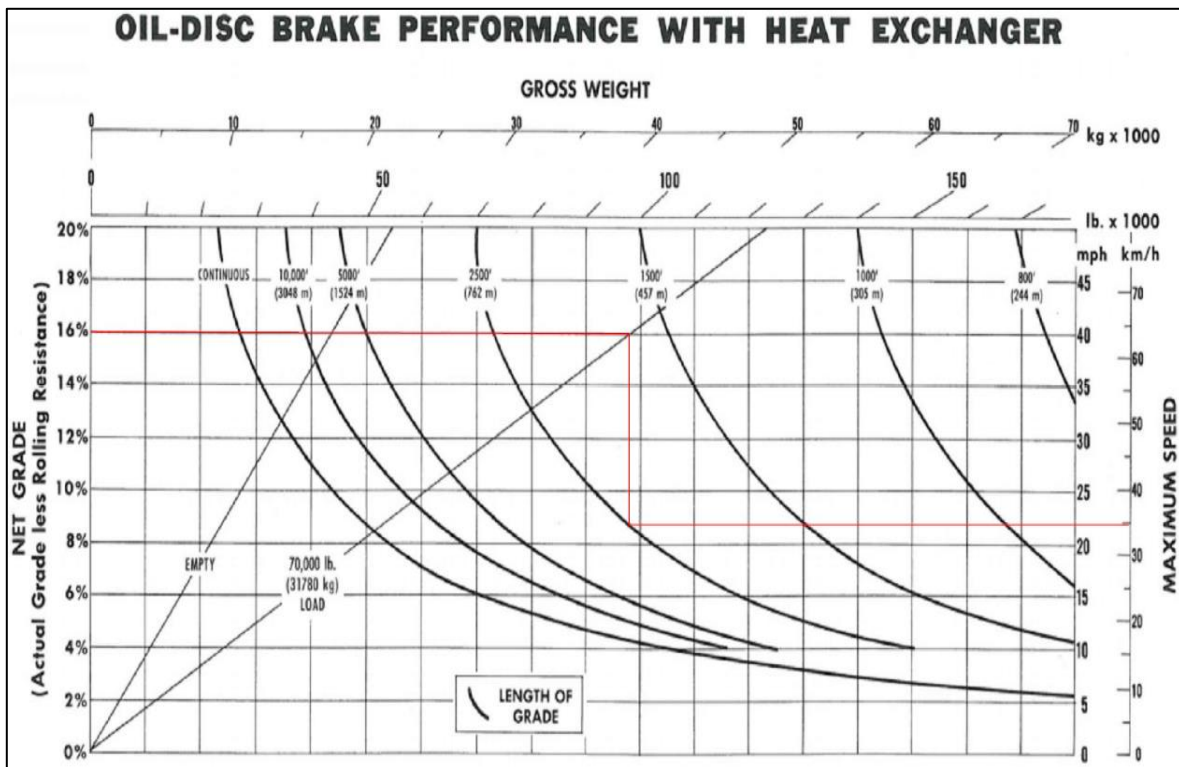


Figura 45. Rendimiento al freno del camión roquero CAT 769C

Fuente: Hoja de Especificaciones del Camión Caterpillar y editado por el autor

6.2.3. Tiempo de ciclo estimado

El presente apartado hace alusión al tiempo aproximado que se puede tardar un camión roquero CAT 769C desde que ingresa por el Acceso, llega hasta el *nivel 18* para cargar material, luego desciende por el Cují y finalmente hace su descarga cerca de la planta de trituración.

Al observar la tabla 25, se aprecia que para recorrer la vía Acceso el tiempo estimado es de 6 minutos, mientras que el tiempo estimado para recorrer la vía del Cují es de 5 minutos. Asumiendo un tiempo máximo en la carga del material de 30 s y en la descarga de 30 s, se obtiene un tiempo de ciclo cercano a los 12 minutos. Cabe destacar que el nivel 18 representa el lugar más alejado de las plantas de trituración, por lo que los tiempos de ciclos para dicho nivel siempre serán los más prolongados.

Tabla 25. Tiempo estimado de recorrido

Vía	Longitud (km)	Velocidad (km/h)	Tiempo (min)	Tiempo Estimado Carga + Descarga (min)	Tiempo Ciclo (min)
Acceso	1,7	16	6	1	12
Cují	1,8	20	5		

Fuente: Elaboración propia

6.3. Avance de explotación en el nivel 18

El diseño pautado en la figura 46 muestra que el avance en el nivel 18 estructura al nivel 17 como una plataforma. La rampa que une a los niveles 17 y 18 se conceptualiza como una rampa temporal con una pendiente cercana al 11% que permite el descenso de los equipos mineros. Con el nuevo corte minero se podrá caracterizar mejor la geología hacia el norte del nivel 18 y de esta manera definir si hay material esquistoso o estéril para concluir en una planificación futura si se explota más allá de la rampa que une los niveles 17-18, y así establecer un ingreso principal desde el nivel 17 hacia la vía “Cují”. Cabe destacar que el presente diseño se podría mejorar con un levantamiento geológico más profundo mediante la realización de sondeos exploratorios.

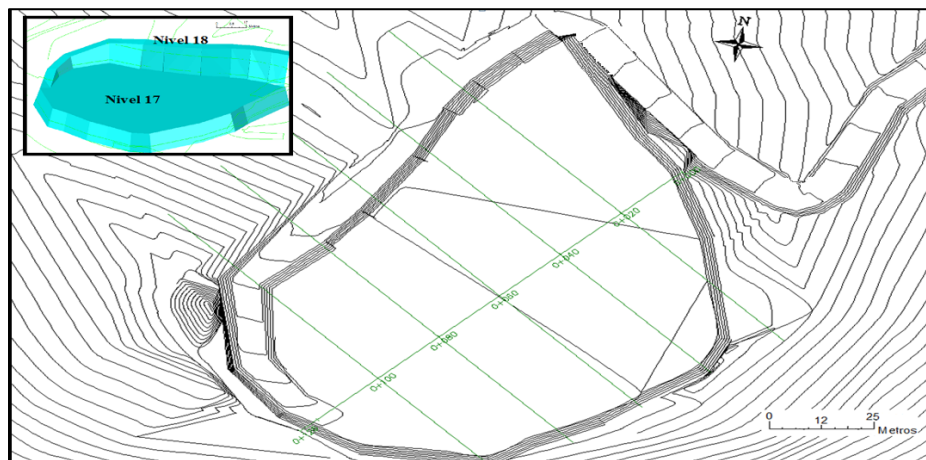


Figura 46. Vista en planta del avance en el nivel 18

Fuente: Elaboración propia

En la figura 47 se muestra el diseño geométrico con el cual cuenta la zona de avance. Se estructura al nivel 17 con un ancho operativo promedio de 71 metros, el talud perteneciente a la rampa que conecta el nivel 18 con el 17 se diseña con un ángulo cercano a los 66° de inclinación con una altura promedio de 12 metros, el ancho de la rampa se estipula en 6 metros por considerarse una rampa temporal. Cabe destacar que estas medidas se consideran técnicamente aceptables ya que se acoplan perfectamente a los parámetros de diseño geométrico que utiliza la cantera para el desarrollo de su Pit final (ver tabla 26).

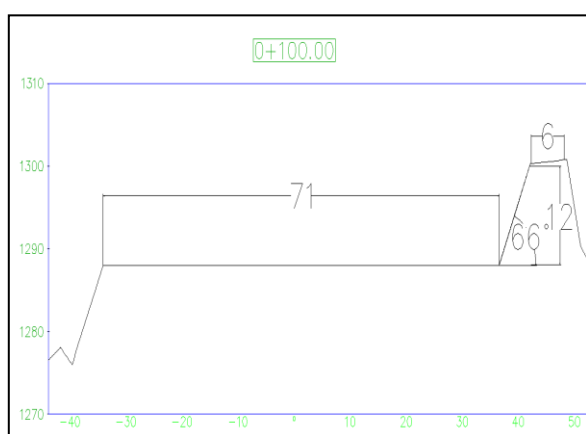


Figura 47. Sección del avance en los niveles 17 y 18 (unidades en metros)

Fuente: elaboración propia

Tabla 26. Parámetros geométricos del Pit de la cantera CDC

Altura del Banco (m)	12
Angulo del Pit Final (°)	45
Angulo de Trabajo (°)	66
Angulo de Talud del Banco (°)	70
Anchura Mínima de la Berma (m)	7
Ancho operativo (m)	20

Fuente: Ledezma, A. & Castillo, L.

(2017)

6.3.1. Diseño de perforación y voladura

Con la finalidad de pautar un mallado de perforación distinto al estructurado por la empresa para mermar el sobretamaño, se procede a realizar el conjunto de cálculos respectivos para establecer el nuevo diseño (ver anexos), a continuación se presentan los resultados del diseño acoplados para el avance en el nivel 18.

6.3.1.1. Parámetros geométricos

Los siguientes parámetros se definieron utilizando principalmente las fórmulas estipuladas por Konya, Walter y Ucar. Al comparar los datos de la tabla 27 con los parámetros de

voladura preestablecidos por la empresa (ver Figura 39), se puede apreciar que el mallado que se propone es un poco más espaciado en las filas y con un menor retiro.

Tabla 27. Parámetros geométricos de voladura

Retiro (m)	3
Espaciamiento (m)	4
Taco (m)	2
Sobreperforación (m)	1
Altura de Banco (m)	12
Longitud de perforación vertical (m)	13
Volumen de Afectación por Barreno (m³)	144

Fuente: Elaboración propia

6.3.1.2. Parámetros intrínsecos a los explosivos

En la tabla 28 se aprecia que se siguen utilizando 3 cartuchos de emulsión como tiene estipulada la coordinación de voladuras de la empresa, también se aprecia que en vez de tener un factor de carga de 0,39 como lo especifica el plan de explotación de la empresa (2016-2017), se planteó un factor de carga de 0,52 teniendo un aumento cercano al 33% en el factor de carga.

Tabla 28. Parámetros intrínsecos a los explosivos

Altura Carga de Fondo (m)	1
Cartuchos de Emulsión por Barreno	3
Carga de Fondo (kg)	4,2
Altura Carga de Columna (m)	10
Carga de Columna (kg)	70
Carga de explosivos por Barreno(kg)	74,2
Factor de Carga (kg/m³)	0,52

Fuente: Elaboración propia

6.3.1.3. Parámetros relativos al mallado

El mallado se diseña con formato cuadrado, salida en paralelo y barrenos verticales, ya que en el nivel 18 la orientación de las capas tiende a ser desde horizontales a subhorizontales. La salida de la detonación se diseña para que tienda a ir en dirección suroeste, con la finalidad de que todo el material volado caiga mayormente en el nivel 17. La secuencia de detonación iniciará desde el primer barreno de la izquierda de la primera fila, para que luego el resto de las filas vayan saliendo en paralelo, tal como se representa en la figura 48. En la tabla 29, se aprecia un total de volumen banco de a volar de 34.000 m³ aproximadamente, teniendo en cuenta que entre las dos plantas de procesamiento trabajando a un ritmo cercano a los 1.000 m³, se puede obtener material suficiente para 2 meses de trabajo en la cantera.

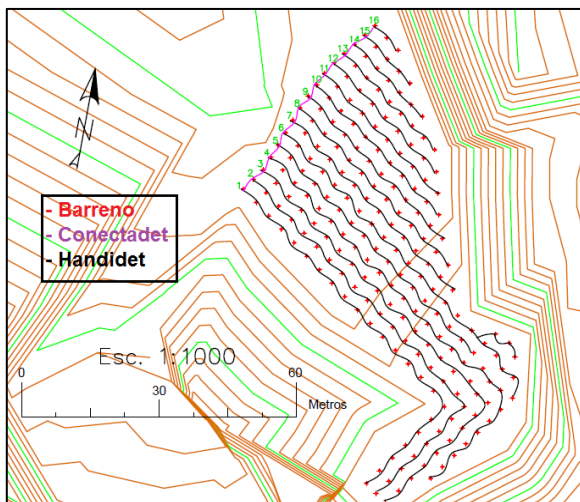


Figura 48. Mallado de perforaciónFuente:
Elaboración propia

Tabla 29. Parámetros relativos al mallado

Número de Barrenos	236
Metros Lineales de Perforación (m)	3.068
Volumen Banco a Volar (m³)	34.000

Fuente: Elaboración propia

6.3.1.4. Cantidad de materiales necesarios para voladura

En la tabla 30 se denota la cantidad de materiales con los que se tienen que contar para materializar la voladura planificada.

Tabla 30. Cantidad de materiales para voladura

Booster de Pentolita Pentex, 250Kb, 450gr	236
Conector Exel Handidet 17/500, 50pies	236
Conectadet Eztl, 20 pies	16
Mecha de seguridad	2
Sacos de ANFO	826
Cajas de Emulsión Senatel Ultrex 65x400	42
Detonador #8	2

Fuente: Elaboración propia

Para finalizar, con el apartado de resultados y análisis se muestra en la figura 49 el resultado final de la propuesta.

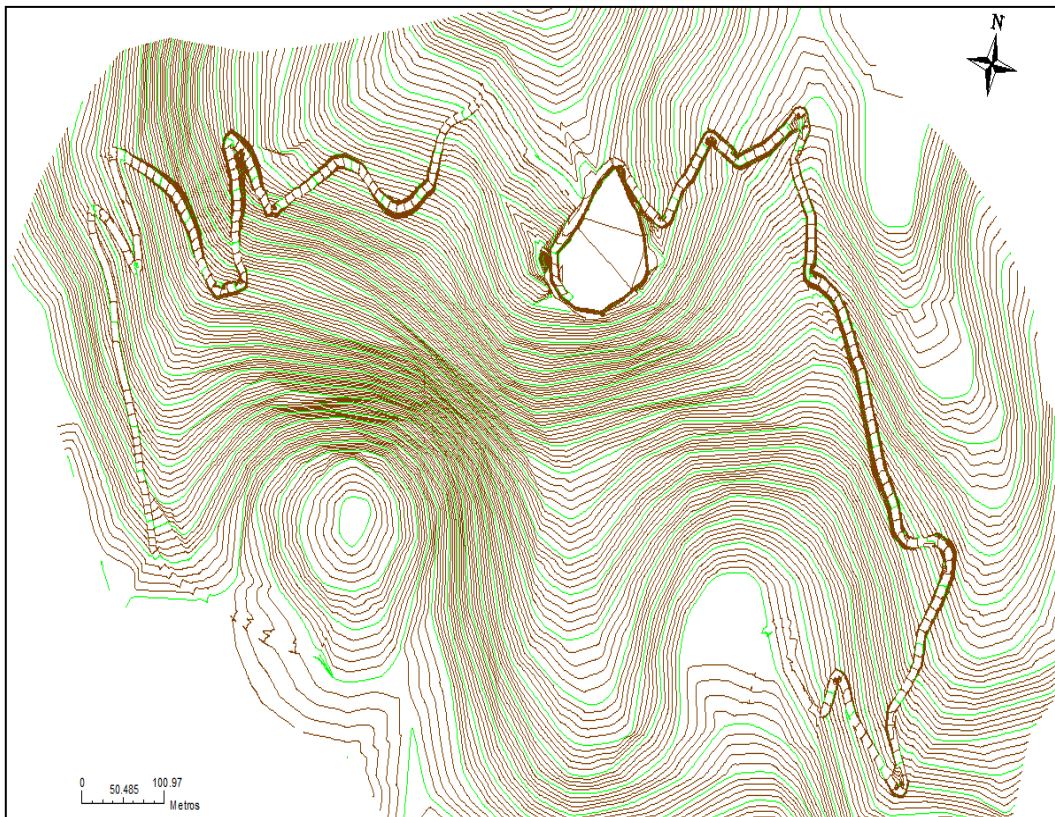


Figura 49. Vista de planta del avance en el nivel 18 y el desarrollo de las vías

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

- En la adecuación de las vías se logra establecer que todo el material cortado de la topografía podrá ser utilizado completamente para el relleno, pero se requieren buscar 58.800 metros cúbicos de material para culminar las obras. Se estructuraron dos vías de un solo carril y de un solo sentido de circulación, donde la vía Acceso servirá únicamente para el ascenso vehicular y la vía Cují tendrá únicamente utilidad para el descenso de los equipos que provengan de los niveles superiores de Mina II. En el ensamblaje de las vías se establece un ancho de vía de 9 m, con sus respectivas bermas de seguridad de 0,6 m de alto, un bombeo del 2% y un ancho de drenaje en v de medio metro. La pendiente promedio que se obtuvo en la vía de ascenso (Acceso) y descenso (Cují), fueron de 15 y 19%, respectivamente.
- En el avance del nivel 18 se diseña un formato que respeta los parámetros geomecánicos preestablecidos, ya que se utilizaron taludes de inclinación máxima 70° y altura de talud de 12 m. En el diseño propuesto se especifica un avance de explotación inicial hasta la salida de la vía Acceso por dos motivos principales: primeramente, porque no se logró obtener una clara delimitación geológica en la zona norte cercana al nivel 18 ya que la superficie está principalmente recubierta por vegetación, y segundo para mantener la infraestructura vial definida por la empresa previamente. La estructura general del diseño de explotación genera una plataforma en el nivel 17, donde el nivel 18 se estructura como una berma de 6 m de ancho aproximadamente que a su vez sirve como rampa de enlace entre los niveles 17 y 18.
- Con respecto al replanteo de la voladura, se obtuvo una apertura en el espaciamiento de las filas y una reducción en el retiro, con un aumento del factor de carga del 33% con respecto al preestablecido en el plan de explotación de la empresa. La salida de la voladura se diseña con el tiro en dirección suroeste para que caiga en el nivel 17.

RECOMENDACIONES

- La empresa debe realizar un estudio conceptual de mayor profundidad para definir si es rentable la adecuación de las vías ya existentes o realizar un estudio para estructurar nuevas vías de acceso hacia los niveles superiores de la cantera.
- Se estipula que al momento de ejecutar el presente proyecto se inicien las operaciones de movimientos de tierra en la vía del Cují, ya que de ahí se va a sacar casi todo el material necesario para rellenar la vía de Acceso.
- La empresa debe proceder a la adquisición de nuevos equipos de acarreo del tipo articulado, dichos equipos son mucho más versátiles y pueden otorgar mejores rendimientos con pendientes empinadas que los obtenidos con los camiones roqueros de chasis fijo.
- Si al realizar la explotación propuesta se demuestra que la geología esquistosa continúa, la empresa podrá avanzar y explotar hacia la zona norte del nivel 18, al mismo tiempo que vaya explotando el nivel 17 para generar los bancos planificados a largo plazo de los niveles inferiores.
- El factor de carga que se obtuvo de 0,52 tiene la posibilidad de que sea muy potente específicamente para el nivel 18 ya que es una zona con mucha meteorización y diaclasamiento, por lo que inicialmente se debe realizar una voladura pequeña en dicha zona y ver la respuesta del terreno con dicho patrón.

REFERENCIAS

Bustillo, R., & López, J. (1997). *Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Madrid: Instituto Tecnológico Minero de España.

Benítez, R. & Medina, A. (2017). *Diseño Geométrico de Carreteras*. Instituto Superior Politécnico “José Antonio Echeverría”. Cuba.

Caterpillar Inc. (2000). Manual de Caterpillar Edición 31. Estados Unidos: Illinois

Ciudad Universitaria Virtual de San Isidoro. (2016). *Mecánica de suelos*. Recuperado de: <http://www.cuvsu.com/2015/03/mecanica-de-suelos.html>

Das, B. (2001). *Fundamentos de Ingeniería Geotécnica*. Estados Unidos: Universidad de Sacramento del Estado de California.

Garrido, M. & Espinoza, L. (2016). *Solicitud de Informa Favorable, Plan de Explotación Año 2016-2017*. Canteras del Distrito Capital, S.A. Distrito Capital, Venezuela.

INAMEH. (2017). *Estadísticos Básicos de Precipitación, Temperatura y Humedad*. Caracas, Venezuela.

Instituto Geológico y Minero de España. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid.

Jeria, R. (2017). *Curso Laboratorista Vial Clase C*. Chile: Dirección de Vialidad, Ministerio de Obras Públicas.

Ledezma, A. & Castillo, L. (2017). *Planificación Minera a Largo Plazo de la Mina II, en Canteras del Distrito Capital S.A.* Caracas: UCV.

Melo, Y. (2016). *Propuesta Metodológica Para La Planificación De Soporte De Mina, En Canteras Del Distrito Capital.* Caracas: UCV.

Ministerio de Energía y Minas. (2003). *Glosario Técnico Minero.* Bogotá, República de Colombia.

Portal Minero. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia.* Minas, concentradoras, refinerías y fundiciones. Chile.

SANDVIK TAMROCK. (2006). *Especificaciones Técnicas CHA.* Finlandia

Sociedad de Exploración Geofísica. (2005). *Densidad de las Rocas Metamórficas.* Instituto Geológico Americano. Estados Unidos: Oklahoma.

Utches, C. (2016). *Planificación A Corto Plazo De Nuevas Áreas De Explotación En Las Canteras De Con Piedra Y La Concepción.* Guayana- Venezuela.

ANEXOS

**ANEXO I “REPLANTEO DE LOS PARÁMETROS CONTROLABLES EN LAS
VOLADURAS”**

Parámetros geométricos

Para el cálculo de los siguientes parámetros se utilizó la metodología formulada por Konya y Walter (1985).

1. Retiro

$$B = \left(\frac{2 \times \rho_e}{\rho_r} + 1,5 \right) \times d$$

Donde:

B: Retiro (pies)

ρ_e : Densidad del explosivo (g/cm³)

ρ_r : Densidad media de la roca (g/cm³)

d: Diámetro de perforación (pulgadas)

$$B = \left(\frac{2 \times 1,15}{2,3} + 1,5 \right) \times 4 = 10 \text{ pies} = 3,048 \text{ m} \approx 3 \text{ m}$$

2. Espaciamiento (S)

Debido a que se planteó la realización de barrenos secuenciados por cada fila y que la altura del talud (H=12m) es igual a cuatro veces el retiro se tiene que:

$$S = \frac{H+7 \times B}{8} = \frac{12+7 \times 3}{8} = 4,125 \approx 4 \text{ m}$$

3. Taco (T)

$$T = 0,7 \times B = 0,7 \times 3 = 2,1 \approx 2 \text{ m}$$

4. Cálculo de la sobreperforación (J)

$$J = 0,3 \times B = 0,3 \times 3 = 0,9 \approx 1 \text{ m}$$

5. Longitud de perforación vertical (L)

$$L = H + sp = 12 + 1 = 13 \text{ m}$$

6. Volumen de afectación por barreno (V_a)

$$V_a = H \times S \times B = 12 \times 4 \times 3 = 144 \frac{m^3}{barreno}$$

Parámetros de los explosivos

1. Altura de la carga de fondo (h_f)

$$h_f = 0,3 \times B = 0,3 \times 3 = 0,9 \approx 1 \text{ m}$$

2. Cantidad de cartuchos de emulsión (#E) por barreno

$$\#E = \frac{h_f}{Longitud_{emulsión}} = \frac{1}{0,4} = 2,5 \approx 3 \frac{cartuchos}{barreno}$$

3. Carga de fondo (Q_f)

$$Q_f = \text{Peso}_{1 \text{ Cartucho De Emulsión}} \times \#E = 1,4 \frac{kg}{cartucho} \times 3 \text{ cartuchos} = 4,2 \text{ kg}$$

4. Altura de carga de columna (h_c)

$$h_c = L - T - h_f = 13 - 2 - 1 = 10 \text{ m}$$

5. Carga de columna (Q_c)

5.1. Carga lineal (q_c) según Ucar (1972)

$$q_c = \frac{d^2}{1.296} \times \rho_{exp} = \frac{101,6^2}{1.276} \times 0,86 = 6,9 \approx 7 \text{ kg/m}$$

$$Q_c = q_c \times h_c = 7 \times 10 = 70 \text{ kg}$$

6. Carga de explosivos por barreno (Q)

$$Q = Q_c + Q_f = 70 + 4,2 = 74,2 \frac{kg}{barreno}$$

7. Factor de carga (c)

$$c = \frac{Q}{V_a} = \frac{74,2}{144} = 0,52 \frac{kg}{m^3}$$

Parámetros del mallado

1. Número de barrenos: $b_t = 236$ barrenos
2. Metros lineales de perforación (M_L)

$$M_L = b_t \times L = 236 \times 13 = 3.068 \text{ m}$$

3. Volumen de material en banco a volar (V_m)

$$V_m = V_a \times b_t = 144 \times 236 = 33.984 \approx 34.000 \text{ m}^3$$

Cantidad de materiales para la detonación

1. Boosters = $b_t = 236$ Boosters
2. Handidet = $b_t = 236$ Handidet
3. Conectadet = #filas en malla = 16 Conectadet
4. Mecha de seguridad de 3 metros = 2

$$5. \text{ Sacos de ANFO} = \frac{Q_c \times b_t}{\text{Peso}_{\text{saco}}} = \frac{70 \times 236}{20} = 826 \text{ sacos}$$

$$6. \text{ Cajas de emulsión} = \frac{Q_f \times b_t}{\text{Peso}_{\text{caja}}} = \frac{4,2 \times 236}{23,8} = 42 \text{ cajas}$$

7. Detonador #8 = 2 por voladura

Coordenadas de los barrenos

Nº	Abscisa	Ordenada	Nº	Abscisa	Ordenada	Nº	Abscisa	Ordenada
1	717807.8133m	1157137.8031m	41	717792.8353m	1157162.2178m	81	717776.6125m	1157187.9386m
2	717805.0531m	1157140.6996m	42	717795.5955m	1157159.3213m	82	717773.9465m	1157190.7361m
3	717802.2929m	1157143.5961m	43	717798.3557m	1157156.4248m	83	717813.1051m	1157153.9932m
4	717799.5326m	1157146.4926m	44	717801.1160m	1157153.5283m	84	717810.4252m	1157156.8054m
5	717796.7724m	1157149.3890m	45	717803.8762m	1157150.6318m	85	717807.7453m	1157159.6176m
6	717794.0121m	1157152.2855m	46	717806.6364m	1157147.7353m	86	717805.0653m	1157162.4298m
7	717791.2519m	1157155.1820m	47	717809.3967m	1157144.8388m	87	717802.3854m	1157165.2420m
8	717788.4917m	1157158.0785m	48	717812.1569m	1157141.9423m	88	717799.7055m	1157168.0543m
9	717785.7314m	1157160.9750m	49	717814.4366m	1157143.8987m	89	717797.0255m	1157170.8665m
10	717782.9712m	1157163.8715m	50	717811.8062m	1157146.6590m	90	717794.3456m	1157173.6787m
11	717780.2110m	1157166.7680m	51	717809.1757m	1157149.4193m	91	717791.6657m	1157176.4909m
12	717777.4507m	1157169.6645m	52	717806.5453m	1157152.1796m	92	717788.9858m	1157179.3031m
13	717774.6905m	1157172.5610m	53	717803.9148m	1157154.9399m	93	717786.3058m	1157182.1154m
14	717771.9303m	1157175.4575m	54	717801.2844m	1157157.7002m	94	717783.6259m	1157184.9276m
15	717769.1700m	1157178.3540m	55	717798.6539m	1157160.4605m	95	717780.9460m	1157187.7398m
16	717766.4098m	1157181.2505m	56	717796.0235m	1157163.2208m	96	717778.2660m	1157190.5520m
17	717809.9851m	1157139.8727m	57	717793.3930m	1157165.9811m	97	717775.5861m	1157193.3642m
18	717807.2249m	1157142.7692m	58	717790.7626m	1157168.7414m	98	717812.0140m	1157159.4867m
19	717804.4646m	1157145.6657m	59	717788.1321m	1157171.5017m	99	717809.3335m	1157162.2996m
20	717801.7044m	1157148.5622m	60	717785.5017m	1157174.2620m	100	717806.6530m	1157165.1124m
21	717798.9442m	1157151.4587m	61	717782.8712m	1157177.0223m	101	717803.9724m	1157167.9253m
22	717796.1839m	1157154.3552m	62	717780.2408m	1157179.7826m	102	717801.2919m	1157170.7382m
23	717793.4237m	1157157.2517m	63	717777.6103m	1157182.5429m	103	717798.6114m	1157173.5510m
24	717790.6635m	1157160.1481m	64	717774.9799m	1157185.3032m	104	717795.9308m	1157176.3639m
25	717787.9032m	1157163.0446m	65	717772.3494m	1157188.0635m	105	717793.2503m	1157179.1767m
26	717785.1430m	1157165.9411m	66	717816.6017m	1157145.9753m	106	717790.5697m	1157181.9896m
27	717782.3828m	1157168.8376m	67	717813.9358m	1157148.7729m	107	717787.8892m	1157184.8025m
28	717779.6225m	1157171.7341m	68	717811.2698m	1157151.5704m	108	717785.2087m	1157187.6153m
29	717776.8623m	1157174.6306m	69	717808.6039m	1157154.3680m	109	717782.5281m	1157190.4282m
30	717774.1020m	1157177.5271m	70	717805.9379m	1157157.1655m	110	717779.8476m	1157193.2410m
31	717771.3418m	1157180.4236m	71	717803.2720m	1157159.9631m	111	717777.1670m	1157196.0539m
32	717768.5816m	1157183.3201m	72	717800.6060m	1157162.7606m	112	717811.0440m	1157164.8532m
33	717770.7534m	1157185.3897m	73	717797.9401m	1157165.5582m	113	717808.3506m	1157167.6796m
34	717773.5136m	1157182.4932m	74	717795.2741m	1157168.3557m	114	717805.6572m	1157170.5060m
35	717776.2738m	1157179.5967m	75	717792.6082m	1157171.1533m	115	717802.9638m	1157173.3323m
36	717779.0341m	1157176.7002m	76	717789.9422m	1157173.9508m	116	717800.2704m	1157176.1587m
37	717781.7943m	1157173.8037m	77	717787.2763m	1157176.7484m	117	717797.5770m	1157178.9850m
38	717784.5545m	1157170.9072m	78	717784.6103m	1157179.5459m	118	717794.8836m	1157181.8114m
39	717787.3148m	1157168.0108m	79	717781.9444m	1157182.3435m	119	717792.1902m	1157184.6377m
40	717790.0750m	1157165.1143m	80	717779.2784m	1157185.1410m	120	717789.4968m	1157187.4641m

Nº	Abscisa	Ordenada	Nº	Abscisa	Ordenada	Nº	Abscisa	Ordenada
121	717786.8034m	1157190.2905m	161	717800.1196m	1157193.7114m	201	717821.4784m	1157145.3523m
122	717784.1100m	1157193.1168m	162	717797.3302m	1157196.6385m	202	717824.3031m	1157148.1038m
123	717781.4166m	1157195.9432m	163	717794.5407m	1157199.5656m	203	717825.5422m	1157145.1227m
124	717778.7232m	1157198.7695m	164	717791.7513m	1157202.4928m	204	717822.7951m	1157142.4469m
125	717809.7707m	1157170.5380m	165	717788.9619m	1157205.4199m	205	717820.0480m	1157139.7710m
126	717807.1117m	1157173.3283m	166	717786.1724m	1157208.3471m	206	717817.3010m	1157137.0952m
127	717804.4527m	1157176.1185m	167	717808.1135m	1157189.6715m	207	717814.5539m	1157134.4193m
128	717801.7937m	1157178.9088m	168	717805.6475m	1157192.2592m	208	717811.8068m	1157131.7435m
129	717799.1348m	1157181.6990m	169	717803.1816m	1157194.8469m	209	717809.0597m	1157129.0676m
130	717796.4758m	1157184.4892m	170	717800.7156m	1157197.4346m	210	717806.3127m	1157126.3918m
131	717793.8168m	1157187.2795m	171	717798.2496m	1157200.0223m	211	717803.5656m	1157123.7159m
132	717791.1578m	1157190.0697m	172	717795.7836m	1157202.6100m	212	717800.8185m	1157121.0400m
133	717788.4988m	1157192.8600m	173	717793.3176m	1157205.1977m	213	717798.0714m	1157118.3642m
134	717785.8398m	1157195.6502m	174	717790.8517m	1157207.7855m	214	717795.3244m	1157115.6883m
135	717783.1809m	1157198.4404m	175	717788.3857m	1157210.3732m	215	717825.2460m	1157140.6462m
136	717780.5219m	1157201.2307m	176	717805.4299m	1157196.8362m	216	717822.4632m	1157137.9356m
137	717809.0342m	1157175.6595m	177	717802.9606m	1157199.4274m	217	717819.6804m	1157135.2249m
138	717806.3666m	1157178.4588m	178	717800.4913m	1157202.0186m	218	717816.8975m	1157132.5142m
139	717803.6989m	1157181.2581m	179	717798.0220m	1157204.6098m	219	717814.1147m	1157129.8035m
140	717801.0313m	1157184.0574m	180	717795.5527m	1157207.2010m	220	717811.3318m	1157127.0928m
141	717798.3637m	1157186.8567m	181	717793.0834m	1157209.7922m	221	717808.5490m	1157124.3821m
142	717795.6961m	1157189.6561m	182	717790.6141m	1157212.3833m	222	717805.7662m	1157121.6714m
143	717793.0285m	1157192.4554m	183	717802.7385m	1157204.0091m	223	717802.9833m	1157118.9607m
144	717790.3608m	1157195.2547m	184	717800.2595m	1157206.6105m	224	717800.2005m	1157116.2500m
145	717787.6932m	1157198.0540m	185	717797.7805m	1157209.2119m	225	717797.4176m	1157113.5393m
146	717785.0256m	1157200.8533m	186	717795.3014m	1157211.8133m	226	717825.0351m	1157136.2528m
147	717782.3580m	1157203.6526m	187	717792.8224m	1157214.4147m	227	717822.4928m	1157133.7763m
148	717808.7387m	1157180.3182m	188	717800.1200m	1157211.1055m	228	717819.9504m	1157131.2999m
149	717806.0045m	1157183.1874m	189	717797.5981m	1157213.7519m	229	717817.4081m	1157128.8235m
150	717803.2702m	1157186.0567m	190	717795.0762m	1157216.3982m	230	717814.8658m	1157126.3471m
151	717800.5359m	1157188.9259m	191	717793.2311m	1157117.8373m	231	717812.3235m	1157123.8707m
152	717797.8016m	1157191.7952m	192	717796.0558m	1157120.5888m	232	717809.7812m	1157121.3943m
153	717795.0673m	1157194.6645m	193	717798.8805m	1157123.3403m	233	717807.2389m	1157118.9179m
154	717792.3330m	1157197.5337m	194	717801.7053m	1157126.0918m	234	717816.1513m	1157150.8016m
155	717789.5988m	1157200.4030m	195	717804.5300m	1157128.8433m	235	717818.9864m	1157147.9786m
156	717786.8645m	1157203.2722m	196	717807.3547m	1157131.5948m	236	717821.3501m	1157150.0212m
157	717784.1302m	1157206.1415m	197	717810.1795m	1157134.3463m			
158	717808.4880m	1157184.9299m	198	717813.0042m	1157137.0978m			
159	717805.6985m	1157187.8571m	199	717815.8289m	1157139.8493m			
160	717802.9091m	1157190.7842m	200	717818.6537m	1157142.6008m			