

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO DE LA EXPLOTACIÓN DE FRENTES 04, CANTERA CARAYACA, UBICADA EN TACAGUA, DISTRITO CAPITAL

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
Por la Br. Méndez, Yusbelys
Para optar al Título
de Ingeniero de Minas

Caracas, 2017

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO DE LA EXPLOTACIÓN DE FRENTES 04, CANTERA CARAYACA, UBICADA EN TACAGUA, DISTRITO CAPITAL

TUTORA ACADÉMICA: Profa. Aurora Piña

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
Por la Br. Méndez, Yusbelys
Para optar al Título
de Ingeniero de Minas

Caracas, 2017

Caracas, junio de 2017

Los abajo firmantes del jurado designado por el Consejo de Escuela de Geología, Minas y Geofísica, para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por la bachiller Yusbelys María Méndez Rodríguez, titulado:

“PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO DE LA EXPLOTACIÓN DE FRENTE 04, CANTERA CARAYACA, UBICADA EN TACAGUA, DISTRITO CAPITAL”

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al Título de Ingeniero de Minas, y sin que ello signifique hacerse solidarios con las ideas expuestas por la autora, lo declaran **APROBADO**.

Prof. Omar Márquez
Jurado

Profa. Alba Castillo
Jurado

Profa. Aurora Piña
Tutora Académica

DEDICATORIA

A Papá.

AGRADECIMIENTOS

A Dios.

A mis tres mamás.

A la profesora Aurora.

A la profesora Katherine.

A la Ingeniera Marianne Garrido.

A Reinaldo, Daniel, Winder y Freddy.

A todos los profesores del Departamento de Minas.

A mis hermanos y hermana, primos y primas, tíos y tías.

Al profesor Alfredo Mederos por todos los libros que me ha regalado.

A la UCV por ser mi segundo hogar.

Méndez R., Yusbelys M.

**PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO DE LA EXPLOTACIÓN DE FRENTE 04,
CANTERA CARAYACA, UBICADA EN TACAGUA, DISTRITO CAPITAL**

**Tutora académica: Profa. Aurora Piña. Tesis. Caracas, Universidad Central de
Venezuela, Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica.
Departamento de Minas. Año 2017, 140 p.**

Palabras claves: Cantera Carayaca-Distrito Capital, Explotación minera, Estabilidad de taludes, Minería-Planificación

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objeto proponer la planificación a largo plazo para la explotación de Frente 04, Cantera Carayaca, la cual se encuentra ubicada en Tacagua, Distrito Capital. Dentro de la planificación, se consideran criterios operativos, geométricos, geotécnicos y mediambientales, tales como las dimensiones del área de explotación, pendiente del terreno, condiciones actuales del área de explotación, distancias de transporte, estabilidad de los taludes y medidas para prevenir, mitigar y corregir los impactos ambientales que conlleva la explotación de Frente 04. Conforme a ello, el diseño geométrico de la explotación consta de bancos de 10 m de altura, ancho mínimo operativo de 14,8 m, ángulo de talud de banco de 72° y bermas de 6 m para el *pit* final. La explotación se desarrolla en bancos descendentes que van desde la cota 815 hasta la 675 para extraer un total de 2.269.339,52 m³ de material aprovechable a razón de 110.000 m³ al año, para una vida útil del yacimiento de 20 años y 34 semanas. Además, se ha determinado que se requieren para realizar la explotación de este material de 4.941,67 kg de explosivos al mes y de los siguientes equipos: una retroexcavadora, un cargador frontal, dos camiones articulados, un tractor de cadenas, una motoniveladora y un camión cisterna. Para un desarrollo eficiente de las operaciones se debe incorporar a la nómina del personal: dos gerentes, tres trabajadores semi-especializados y dos trabajadores no especializados. Con esta planificación se cuenta con una base para elaborar los planes de explotación a mediano y corto plazo y se tiene una base para determinar la viabilidad económica del proyecto.

ÍNDICE DE CONTENIDO

<i>DEDICATORIA.....</i>	<i>iv</i>
<i>AGRADECIMIENTOS.....</i>	<i>v</i>
<i>RESUMEN.....</i>	<i>vi</i>
<i>ÍNDICE DE CONTENIDO.....</i>	<i>vii</i>
<i>ÍNDICE DE FIGURAS</i>	<i>x</i>
<i>ÍNDICE DE TABLAS</i>	<i>xii</i>
INTRODUCCIÓN	13
<i>PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</i>	<i>15</i>
<i>OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....</i>	<i>15</i>
Objetivo General	15
Objetivos Específicos	15
<i>JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN</i>	<i>16</i>
<i>ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN</i>	<i>16</i>
<i>LIMITACIONES.....</i>	<i>17</i>
<i>ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....</i>	<i>17</i>
CAPÍTULO I. GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO	20
<i>1.1. UBICACIÓN, EXTENSIÓN Y ACCESOS DE LA ZONA DE ESTUDIO.....</i>	<i>21</i>
1.1. Ubicación y extensión	21
1.1.2. Acceso.....	22
<i>1.2. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO.....</i>	<i>23</i>
1.2.1. Vegetación.....	23
1.2.2. Precipitación.....	23
1.2.3. Clima	24
1.2.4. Drenajes.....	24
<i>1.3. GEOLOGÍA DE LA ZONA</i>	<i>24</i>
1.3.1. Geología regional	24
1.3.2. Geología local	26
1.3.3. Geología estructural	30
<i>1.4. CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA EN FRENTE 04.....</i>	<i>31</i>
<i>1.5. CANTERA CARAYACA</i>	<i>32</i>
1.5.1. Generalidades de la empresa.....	32
1.5.2. Proceso productivo de la Cantera Carayaca	33

CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO	36
2.1. <i>MÉTODOS DE MINERÍA A CIELO ABIERTO</i>	37
2.1.1. Generalidades	37
2.1.2. Métodos de explotación de superficie, según el I.T.G.E (1995)	37
2.2. <i>EVALUACIÓN DE RESERVAS MINERALES</i>	40
2.2.1. Clasificación de Recursos y Reservas según <i>JORC code</i> , 2012	40
2.2.2. Clasificación Marco de las Naciones Unidas para la energía fósil y los recursos y reservas minerales 2009 (CMNU-2009).....	41
2.2.3. Métodos de estimación de recursos y reservas.....	43
2.3. <i>DISEÑO GEOMÉTRICO DE UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO</i>	46
2.3.1. Criterios para el diseño de explotación.....	46
2.3.2. Parámetros de diseño de explotación	46
2.3.3. Análisis de estabilidad de taludes	50
2.4. <i>OPERACIONES DE MINA A CIELO ABIERTO.....</i>	54
2.4.1. Arranque.....	55
2.4.2. Arranque mediante perforación y voladura	55
2.4.3. Carga.....	58
2.4.4. Acarreo	58
2.4.5. Maquinaria y equipos.....	58
2.5. <i>ASPECTOS SOBRE LA PLANIFICACIÓN</i>	60
2.5.1. Definición	60
2.5.3. Planificación minera	60
2.5.3. Parámetros de planificación minera	61
2.5.4. Secuencia de explotación	61
CAPÍTULO III. MARCO METODOLÓGICO	62
3.1 <i>TIPO DE INVESTIGACIÓN</i>	63
3.2. <i>DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....</i>	63
3.3. <i>POBLACIÓN Y MUESTRA.....</i>	63
3.4. <i>INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS</i>	64
3.4.1. Instrumentos	64
3.4.2. Técnicas	64
3.5. <i>METODOLOGÍA.....</i>	65
3.5.1. Etapa compilatoria	65

3.5.2. Etapa de campo.....	65
3.5.3. Etapa de planificación	65
CAPÍTULO IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	73
4.1. <i>ETAPA DE CAMPO, ABRIL DE 2016</i>	74
4.1.1. Delimitación del recurso geológico-minero en superficie	74
4.1.2. Descripción general del afloramiento	77
4.1.3. Condiciones de la vía de acceso a Frente 04.....	81
4.2. <i>SELECCIÓN DE EQUIPOS DE CARGA Y ACARREO</i>	82
4.2.1. Producción horaria	82
4.2.2. Selección del equipo de carga.....	83
4.2.3. Selección del equipo de acarreo	84
4.3. <i>DISEÑO GEOMÉTRICO DE LA EXPLOTACIÓN</i>	85
4.3.1. Parámetros de diseño	85
4.3.2. Análisis de estabilidad	90
4.4. <i>MATERIAL APROVECHABLE EN FRENTE 04</i>	96
4.5. <i>PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO</i>	100
4.5.1. Vida útil.....	100
4.5.2. Secuencia de explotación.....	100
4.5.3. Modelo digital 3D a largo plazo	107
4.6. <i>PERFORACIÓN Y VOLADURA</i>	108
4.7. <i>PERSONAL Y EQUIPOS REQUERIDOS PARA LA EXPLOTACIÓN</i>	111
4.7.1. Unidades de perforación	111
4.7.2. Unidades de carga	113
4.7.3. Unidades de acarreo	114
4.7.4. Equipos auxiliares.....	116
4.7.5. Personal requerido.....	116
4.8. <i>CRITERIOS MEDIOAMBIENTALES</i>	119
CONCLUSIONES	122
RECOMENDACIONES.....	125
REFERENCIAS.....	126
ANEXOS.....	129

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Ubicación de la zona de estudio	22
Figura 1.2. Estadísticas de precipitación para el periodo 1950-1998, estación Alto de Ño León, Distrito Capital	23
Figura 1.3. Asociaciones metamórficas de la Cordillera de la Costa	25
Figura 1.4. Litología de Frente 04: a) esquistos grafitoso-granatíferos; b) esquistos cuarzo-calcáreos; c) mármol masivo.....	27
Figura 1.5. Litología de Frente 04: d) cuerpo de anfibolita; e) mármol intercalado con esquistos calcáreos; f) esquistos cuarzo-calcáreo-micáceos	27
Figura 1.6. Perfil de meteorización típico de rocas metamórficas	28
Figura 1.7. Perfil de meteorización típico de Frente 04.....	30
Figura 1.8. Ubicación de la Falla Tacagua	31
Figura 1.9. Equipo de perforación disponible en la Cantera Carayaca	34
Figura 2.1. Explotación de áridos por el método de las canteras.....	39
Figura 2.2.Explotación de rocas ornamentales.....	39
Figura 2.3. Clasificación de recursos y reservas según <i>JORC code</i> , 2012.....	40
Figura 2.4. Categorías y ejemplos de clases de la CMNU, 2009	42
Figura 2.5. Zona “S” a estimar ley y densidad media.....	43
Figura 2.6. Método de las secciones verticales	44
Figura 2.7. Método de los polígonos.....	45
Figura 2.8. Terminología empleada en una explotación a cielo abierto	46
Figura 2.9. Ancho mínimo de banco operativo en función de la maquinaria	47
Figura 2.10. Parámetros de diseño de vialidades simples	49
Figura 2.11. Parámetros de diseño de vialidades dobles	50
Figura 2.12. Métodos de análisis de estabilidad de taludes	51
Figura 2.13. Tipos de falla planar	52
Figura 2.14. Tipos de falla por cuña	53
Figura 2.15. Tipos de falla por volcamiento.....	54
Figura 2.16. Parámetros del patrón de perforación	56
Figura 2.17. Esquemas de perforación utilizados en minería.....	57
Figura 3.1. Etapas de la investigación	65
Figura 3.2. Metodología de planificación.....	66

Figura 4.1. Manifestación del cuerpo mineralizado a lo largo del lindero de la concesión minera	74
Figura 4.2. Manifestación del recurso geológico-minero hasta la cota 675.....	75
Figura 4.3. Variación del ancho del bloque del recurso geológico-minero, delimitado por el levantamiento de superficie	76
Figura 4.4. Espesor del suelo vegetal y densidad de la vegetación	77
Figura 4.5. Sistemas de discontinuidades en Frente 04	78
Figura 4.6. Concentración de polos y orientación general de los planos de foliación en Frente 04 para 15 mediciones	79
Figura 4.7. Concentración de polos y orientación general de los planos de diaclasa en Frente 04 para 25 mediciones	79
Figura 4.8. Vía de acceso a Frente 04	81
Figura 4.9. Vista de planta y fotografía de la vía de acceso a Frente 04	82
Figura 4.10. Diseño geométrico de los bancos operativos	87
Figura 4.11. Sección transversal del diseño de vialidades simples.....	88
Figura 4.12. Sección transversal del diseño de vialidades dobles	89
Figura 4.13. Diseño geométrico del <i>pit</i> final	90
Figura 4.14. Estudio de falla planar en la zona S1.....	92
Figura 4.15. Estudio de falla planar en la zona S2.....	92
Figura 4.16. Estudio de falla planar en la zona C	93
Figura 4.17. Resultados del cálculo del factor de seguridad para la zona S1	94
Figura 4.18. Resultados del cálculo del factor de seguridad para la zona S2	95
Figura 4.19. Resultados del cálculo del factor de seguridad para la zona C.....	95
Figura 4.20. Mapa topográfico de Frente 04 con las 35 secciones verticales delimitadas por la concesión minera	97
Figura 4.21. Sección 0+270 en dirección EW donde se muestra la superficie del terreno y el límite de excavación	98
Figura 4.22. Trazado de vías de acceso.....	101
Figura 4.23. Modelo digital de la explotación a largo plazo	107
Figura 4.24. Distribución de carga en el barrenos.....	109
Figura 4.25. Esquema de perforación y secuencia de encendido	110
Figura 4.26. Estructura organizativa propuesta para la Cantera Carayaca incorporando el personal de Frente 04	119

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas UTM del área de afectación autorizada en Frente 04	21
Tabla 2. RCS de la roca en Frente 04.....	32
Tabla 3. Parámetros físicos de la roca en Frente 04	32
Tabla 4. Equipos de carga y acarreo	35
Tabla 5. Criterios para el diseño de geométrico de la explotación	68
Tabla 6. Rumbo y buzamiento general de las discontinuidades de Frente 04	80
Tabla 7. Espaciamiento de las discontinuidades de Frente 04	80
Tabla 8. Determinación de la producción horaria	83
Tabla 9. Determinación de la capacidad de carga requerida por ciclo.....	83
Tabla 10. Capacidad de los equipos propuesto para la operación de carga	83
Tabla 11. Capacidad de los equipos propuestos para la operación de acarreo	84
Tabla 12. Determinación del ancho mínimo de trabajo	86
Tabla 13. Determinación del ancho de las vialidades	88
Tabla 14. Zonificación del <i>pit final</i> propuesto para Frente 04.....	91
Tabla 15. Resultados del factor de seguridad para falla planar.....	96
Tabla 16. Clasificación del proyecto y del material aprovechable de Frente 04	99
Tabla 17. Características de la Fase I	102
Tabla 18. Características de la Fase II	103
Tabla 19. Características de la Fase III	104
Tabla 20. Características de la Fase IV	105
Tabla 21. Características de la Fase V	106
Tabla 22. Patrón de Perforación	108
Tabla 23. Patrón de carga del barreno.....	109
Tabla 24. Explosivos requerido para satisfacer la producción mensual	111
Tabla 25. Determinación del tiempo requerido en perforación.....	112
Tabla 26. Determinación del tiempo real en trabajos de perforación	112
Tabla 27. Producción efectiva mensual de los equipos de carga	113
Tabla 28. Datos para determinar el tiempo de acarreo y retorno	114
Tabla 29. Determinación del tiempo de ciclo de acarreo	114
Tabla 30. Producción efectiva mensual del equipo de acarreo.....	115
Tabla 31. Requerimientos de personal	117
Tabla 32. Perfil del personal requerido para Frente 04.....	117
Tabla 33. Criterios medioambientales	120

INTRODUCCIÓN

La Cantera Carayaca, perteneciente a la “Empresa Varguense de Canteras y Minas” (VARCAM), ejecuta la extracción y el beneficio mineral de recursos no metálicos. Con un frente de explotación activo y dos plantas de reducción de tamaño, la cantera produce anualmente 127.000 m³ de agregados para la construcción que se distribuyen principalmente en el Distrito Capital y los estados Vargas y Miranda.

Durante los últimos años, la demanda de agregados en la región se ha intensificado gracias a la activación de planes del ejecutivo en materia de construcción de obras de infraestructura social. Dadas las circunstancias, VARCAM como empresa del Estado tiene la obligación de garantizar una alta producción para satisfacer la demanda existente de sus productos. Es por ello que se planea aumentar la producción de la Cantera Carayaca en 110.000 m³ anuales, con la instalación de una tercera planta de beneficio ya disponible en la Empresa.

Para llevar a cabo la alimentación de la tercera planta, se requiere poner en marcha la explotación de un segundo frente de trabajo. La opción más atractiva para la Cantera es la reactivación de Frente 04, el cual estaba siendo explotado años atrás sin una planificación establecida, lo cual dejó como consecuencia un frente con un banco único de 30 m de altura y el abandono de las operaciones por considerarse inseguras.

El objetivo del presente trabajo, es planificar a largo plazo la explotación técnica de Frente 04 con miras a realizar un aprovechamiento racional de los recursos no metálicos, regido por una secuencia de explotación que garantice seguridad en las operaciones mineras y cuyo desarrollo sea responsable en el cuidado del medio ambiente.

La estructura del presente Trabajo Especial de Grado consta de un apartado donde se expone el problema de la investigación, los objetivos, justificación, alcances, limitaciones y antecedentes de estudio, seguido de cuatro (4) capítulos:

El Capítulo I: “Generalidades de la zona de estudio”, presenta información referente a las características físico-naturales del área donde se encuentra ubicada la cantera y del yacimiento en Frente 04, así como también un resumen del proceso productivo de Cantera Carayaca.

En el Capítulo II: “Marco teórico”, se enuncian los conceptos y las bases teóricas que intervienen en la planificación de minas a cielo abierto.

En el Capítulo III: “Marco metodológico”, se indica el tipo y diseño de la investigación y las técnicas e instrumentos de recolección de datos. También, se expone la metodología utilizada para el logro de los objetivos de la investigación.

Por último, en el Capítulo IV: “Resultados y discusión”, se presentan los resultados de esta investigación de forma subsecuente a la metodología de planificación a largo plazo establecida en el capítulo anterior.

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Actualmente la Cantera Carayaca tiene en operación un frente de explotación, denominado: “Frente 02” y dos plantas de beneficio mineral. En la búsqueda de incrementar la capacidad productiva en la cantera, la Empresa proyecta la instalación de una tercera planta de agregados ya disponible físicamente, por lo cual se requiere colocar operativo un nuevo frente con el fin de efectuar la alimentación de la misma. Para ello se dispone de un importante yacimiento en el frente inactivo: “Frente 04”. No obstante, se carece de un plan para acometer el aprovechamiento de este recurso.

Sin una planificación previa, la explotación se desarrolla de forma desordenada e incongruente, con una alta probabilidad de generar operaciones inseguras y afectar injustificadamente al medio ambiente debido a la incertidumbre que genera el desconocimiento del límite de la excavación, en la toma de decisiones con respecto la secuencia que debe seguir la explotación. Ante ello, para la puesta en operación de Frente 04 es necesario en primer lugar elaborar la planificación a largo plazo donde se establezca el diseño geométrico de la explotación, volumen de material aprovechable y secuencia de extracción, considerando las restricciones técnico-operativas y aspectos en materia de seguridad y medio ambiente que permitan organizar de forma racional las operaciones en el largo plazo. Cabe destacar, que este plan servirá como la base o el fundamento para el desarrollo de una planificación a mediano y corto plazo.

OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

Objetivo General

Elaborar la Planificación a Largo Plazo de la Explotación de Frente 04, Cantera Carayaca, ubicada en Tacagua, Distrito Capital.

Objetivos Específicos

- Establecer en Frente 04 el diseño geométrico de la explotación y de las rampas de acceso.
- Efectuar los cálculos de volumen de material aprovechable en Frente 04.
- Realizar un programa de producción de Frente 04, estableciendo la vida útil del yacimiento y la secuencia de la explotación.

- Proponer el patrón de perforación y voladura a ser utilizado para la operación unitaria de arranque en Frente 04.
- Estimar el número de equipos de cantera y personal necesarios en las operaciones unitarias para lograr la producción requerida en Frente 04.
- Generar el diseño tridimensional de la explotación de Frente 04.

JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación tiene como propósito elaborar la planificación técnica de la explotación de Frente 04 a largo plazo. Por lo cual, la importancia radica en que permite tener una base para calcular la viabilidad económica del proyecto y posteriormente elaborar la planificación a mediano y corto plazo para realizar una explotación racional y organizada en Frente 04.

La pertinencia de esta investigación radica en la necesidad de aumentar la producción de agregados comerciales en la Cantera Carayaca, ya que en los últimos años la demanda se ha incrementado debido a la activación de planes del Ejecutivo Nacional en materia de construcción de viviendas y mejoras en las vialidades (VARCAM C.A., 2014). Con este trabajo se busca generar una propuesta, que a futuro permita reactivar las actividades de explotación en Frente 04 y satisfacer la producción requerida por la nueva planta de agregados.

Por lo antes expuesto, se considera que este estudio es de gran utilidad para la Cantera Carayaca, específicamente para el Departamento de Planificación de Minas, ya que sirve de fundamento para elaborar los planes de una futura explotación de Frente 04. También figuran como beneficiarios el Estado y las comunidades aledañas.

ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

Esta investigación contempla efectuar una planificación de carácter técnica, de explotación a largo plazo en Frente 04, teniendo en cuenta criterios geométricos, operativos, geológicos, geotécnicos y medioambientales. Esto quiere decir que no se considera el aspecto financiero del proyecto. No obstante, ya que la investigación establece el volumen de material aprovechable, los volúmenes de estéril a remover, la secuencia de explotación y el personal y equipos requeridos, da una base para efectuar los cálculos de costos de inversión.

LIMITACIONES

Una de las limitantes de la presente investigación es no contar con un modelo geológico del yacimiento puesto que se desconoce con exactitud la distribución del estéril y la continuidad de las capas de roca, presentes en el afloramiento. Otro aspecto condicionante para el desarrollo de este trabajo está representado por la complejidad para arribar a la zona de estudio: Esta se encuentra distanciada de la vía pública y para acceder a ella, se debe transitar por un afluente de aguas residuales, por lo cual el acceso peatonal no es posible. Esto genera demoras en el avance de la investigación.

ANTECEDENTES DE ESTUDIO

- **De Abreu G. Juan C. (2002):** *Diseño de un Plan de Explotación, Yacimiento de Caliza, Cantera la Gamarra, Magdaleno, estado Aragua.*

De Abreu (2002), realiza el diseño de un plan de explotación de caliza para un yacimiento ubicado en el estado Aragua, en el cual los recursos geológicos son delimitados por el conocimiento geológico de superficie y estimados mediante el método de los perfiles, arrojando un valor aproximado de 6.000.000 m³. Sin embargo las condiciones del yacimiento reducen el alcance de la explotación a 479.840 m³ durante un periodo de 4 años. El diseño final de la explotación consta de bancos de 10 m, ángulo de talud de banco 72°, bermas de 4 m y un ángulo de talud final de 55°. Propone además que el desarrollo de la explotación sea en bancos descendentes y estima que la flota de equipos necesaria consta de: una perforadora, un cargador frontal, tres camiones y equipos auxiliares.

- **Álvarez G. Iván D. (2006):** *Plan de Explotación Minero de la Cantera "C.A. Cantera Yaracuy", municipio La Trinidad, sector Las Casitas, estado Yaracuy.*

Álvarez (2006) desarrolla una propuesta de plan de explotación de caliza para la empresa "C.A. Cantera Yaracuy" donde los recursos geológicos, delimitados por un estudio geológico de superficie y estimados mediante el método de los perfiles arrojan un volumen de 22.418.509 m³. Debido a las condiciones topográficas y la certeza geológica, se considera un total de reservas minables de 383.969 m³. En la propuesta, plantea un diseño de explotación con bancos de 10 m de altura, ángulo de cara banco de 72° y bermas de 4 m. La secuencia de explotación consiste en

bancos descendentes desde el nivel 290 hasta el 230. También, determina los equipos requeridos para cumplir con una producción de 15.000 m³/mes.: un cargador frontal, 4 camiones, 1 perforadora, 1 tractor.

- **Gómez Berardo (2013):** *Selección del diseño óptimo en función de parámetros operativos empleando herramientas informáticas para una cantera de metacaliza de uso industrial.*

Gómez (2013) en su investigación, determina el diseño óptimo de producción a corto plazo de fosa abierta para una cantera de metacaliza, empleando herramientas informáticas y considerando parámetros técnicos y operativos para el mejoramiento del rendimiento, producción y seguridad de las operaciones. Los parámetros de diseño óptimos seleccionados son: bancos de 10 m de altura, ángulo de cara de banco de 75°, ancho de bermas de 7,5 m y talud general de 45°. Estos parámetros permiten la explotación del yacimiento con una relación de remoción general de 0,4.

- **Bolívar H. Enyerberth J. (2014):** *Diseño de la secuencia de explotación de los yacimientos que conforman el Grupo Redondo del Distrito Ferrífero Piar para un periodo de largo plazo, C.V.G. Ferrominera Orinoco C.A., estado Bolívar.*

Bolívar (2014) diseña la secuencia de explotación de tres yacimientos que conforman el Grupo Redondo del Distrito Ferrífero Piar, para un periodo de largo plazo: Cerro Redondo, Cerro Ricardo y Cerro La Estrella. Para ello, utiliza el *software* minero *Minesight*® en el cual lleva a cabo los modelos de minas para cada yacimiento. Los resultados obtenidos son: los reportes de reservas recuperables, las vistas isométricas de la modificación de la topografía a través del tiempo así como las metas de producciones anuales y totales. Con el diseño de fosa de excavación para cada uno de estos yacimientos, se establece la secuencia de explotación adecuada para cada uno de ellos.

- **Moya B. Freddy J. (2015):** *Verificación de la opción de producción más favorable a partir de diseños de explotación a largo plazo del Frente 02, Cantera Carayaca ubicada en Tacagua, Distrito Capital.*

Moya (2015), verifica cuál es la opción de producción más favorable a partir de diseños de explotación a largo plazo del Frente 02. Para ello realiza dos diseños de

explotación: uno en base al lindero, y otro en base a la geomorfología natural. En ambos emplea el método de las canteras y utiliza los mismos parámetros de altura de banco, ancho de berma, ángulo de cara de talud y ángulo de talud final. El diseño en base a la geomorfología natural resulta ser la opción con una mayor producción superando en un 26% al otro modelo, aumentando el volumen en 442.071 m³ representando 1.211.277 T explotables en 3 años más.

CAPÍTULO I
GENERALIDADES DE LA ZONA DE ESTUDIO

En este capítulo se describen las características generales de la zona de estudio, tales como la ubicación geográfica, extensión del área, accesos, clima, hidrología, vegetación y geología. Además se expone un resumen del proceso productivo en la Cantera Carayaca.

1.1. UBICACIÓN, EXTENSIÓN Y ACCESOS DE LA ZONA DE ESTUDIO

1.1. Ubicación y extensión

La zona estudio donde se desarrolla la presente investigación, corresponde al Frente 04 de la Cantera Carayaca, el cual se encuentra inoperativo.

Según el informe de Plan de Explotación de la Cantera Carayaca del año 2014, la Cantera está ubicada en la localidad de Tacagua, jurisdicción del municipio Libertador, Distrito Capital. Los terrenos de la Cantera abarcan un área de 202 hectáreas delimitadas por las coordenadas UTM: N: 1165000 a N: 1163400 y E: 718540 a E: 720230 (VARCAM C.A., 2014).

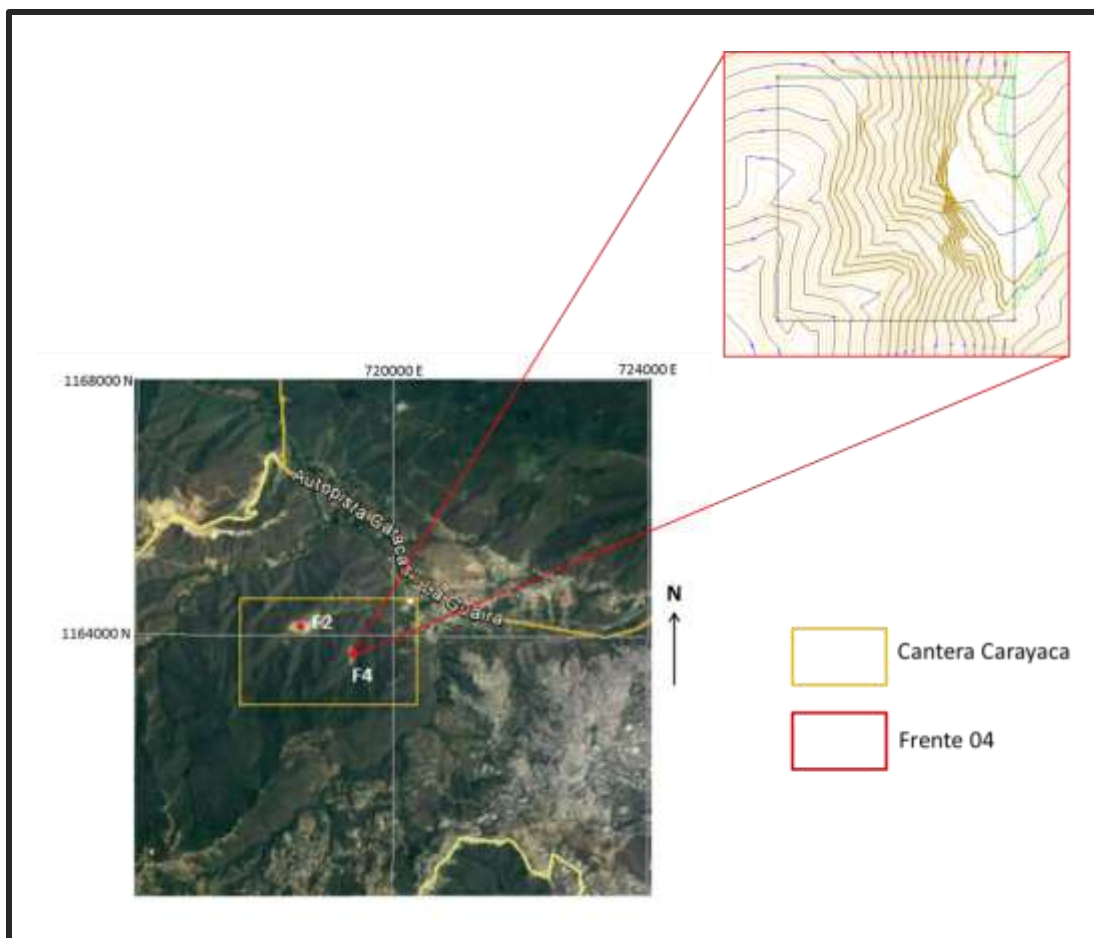
El área autorizada para la extracción en Frente 04 es de 9,92 hectáreas, delimitada por una poligonal de cuatro puntos cuyas coordenadas UTM, Sistema REGVEN, Huso 19 se encuentran en la Tabla 1:

Tabla 1. Coordenadas UTM del área de afectación autorizada en Frente 04

Punto	NORTE	ESTE
1	1163850,862	719170,650
2	1163850,862	719454,036
3	1163500,862	719454,036
4	1163500,862	719170,650

Fuente: VARCAM C.A. (2014)

En la Figura 1.1 se muestra la ubicación geográfica de la Cantera Carayaca y la ubicación de Frente 04.



Fuente: Google Earth

Figura 1.1. Ubicación de la zona de estudio

1.1.2. Acceso

Para acceder a la Cantera Carayaca se debe tomar la autopista Caracas-La Guaira, en el sentido La Guaira. Al llegar al Km 11, en la entrada del Sector El Limón se encuentra un camino que conduce a un túnel por debajo de la autopista. Luego de ello, aproximadamente a 2 Km, se encuentra la entrada a la cantera (VARCAM C.A., 2014).

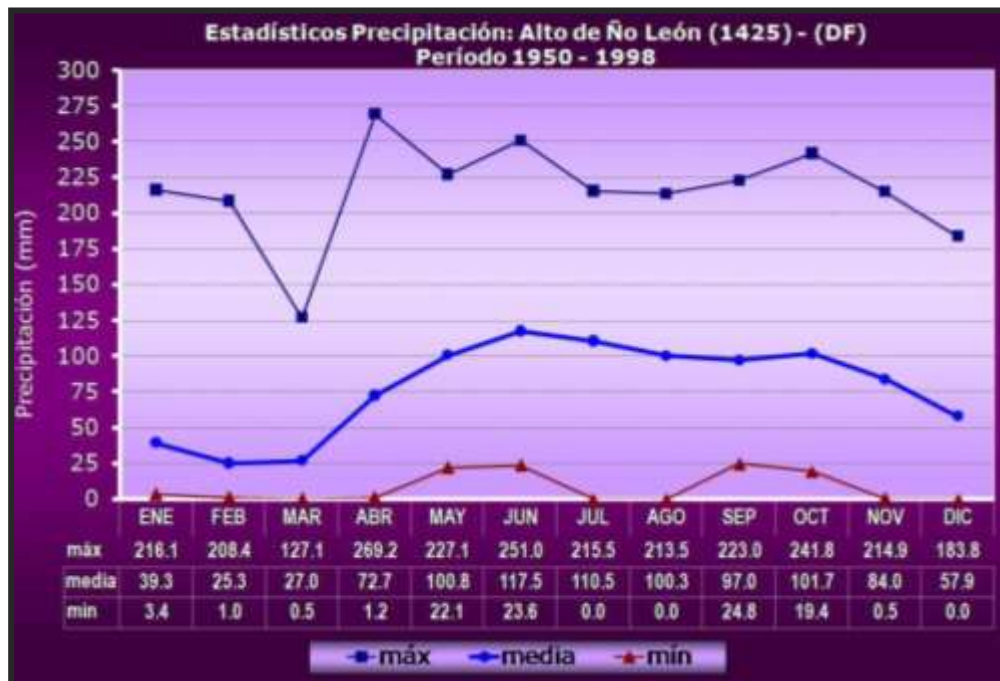
1.2. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO

1.2.1. Vegetación

Aguilera (1981) citado por Villegas (2006), indica que la vegetación depende de la altitud y se encuentra dispuesta en franjas horizontales denominadas pisos climáticos. En La zona de estudio se tiene una altitud variable entre los 400 y los 1000 m, por lo cual se ubica en la asociación de “Bosques Secos Tropicales”, donde se tiene vegetación herbácea, de sabana y espinares.

1.2.2. Precipitación

Las estadísticas sobre precipitaciones del INAMEH para el periodo comprendido desde el año 1950 hasta el año 1998 en la estación Alto de Ño León, Distrito Capital se muestran en la Figura 1.2. De acuerdo con este gráfico, la precipitación anual media varía de los 900 a los 1000 mm; en la estación lluviosa las precipitaciones medias mensuales son de 102 mm, mientras que en la estación seca se tienen precipitaciones medias mensuales de 45 m



Fuente: INAMEH (2016)

Figura 1.2. Estadísticas de precipitación para el periodo 1950-1998, estación Alto de Ño León, Distrito Capital

1.2.3. Clima

Conforme a lo expuesto por el Instituto Nacional de Meteorología e Hidrología (INAMEH), durante el periodo 1968-1983 en la zona de estudio la temperatura media mensual máxima es de 30 C°, mientras que la temperatura media mensual mínima es de 18 C°.

Zambrano (1970) citado por Villegas (2006) describe que en la zona el tipo climático es “tropical cálido con estación lluviosa hasta el mes de noviembre”. La estación seca comprende desde diciembre hasta marzo para algunas zonas, mientras que en otras va desde diciembre hasta mayo.

1.2.4. Drenajes

La quebrada Tacagua constituye el drenaje principal al que tributan todos los drenajes locales. Esta se extiende desde el Km 0 de la Autopista Caracas-La Guaira hasta el Mar Caribe. Constantemente, las aguas de esta quebrada son contaminadas producto de asentamientos humanos informales e industriales que existen a lo largo de su cauce. El patrón de drenaje es dendrítico, controlado por las discontinuidades geológicas presentes por las cuales el agua es conducida a la quebrada Tacagua (Villegas, 2006).

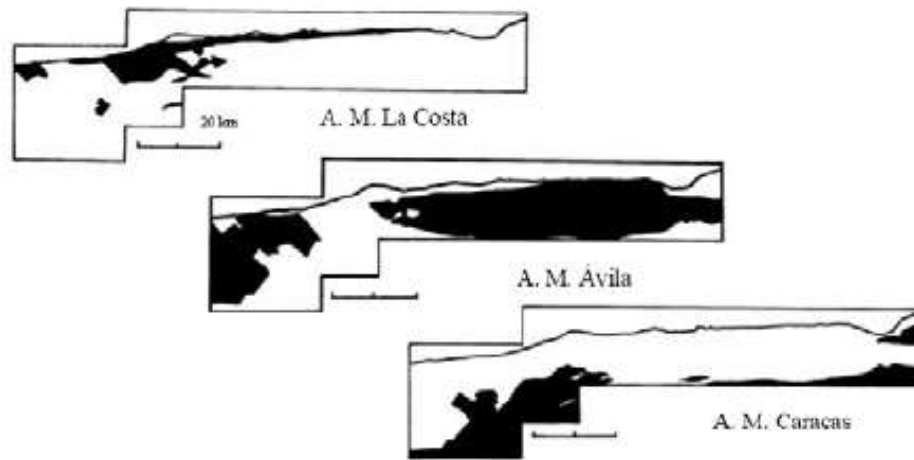
1.3. GEOLOGÍA DE LA ZONA

1.3.1. Geología regional

En la región Centro-Norte de Venezuela, como resultado de la interacción entre la placa del Caribe y Sudamericana se ha producido el levantamiento de la Cordillera de la Costa, la cual está conformada según el concepto de Urbani, Rodríguez & Vivas (2001) citado por Villegas (2006), por tres fajas de unidades formadas en espacio, tiempo y contextos geodinámicos distintos. Estas son:

- Norte: Asociación Metamórfica La Costa
- Centro: Asociación Metamórfica Ávila
- Sur: Asociación Metasedimentaria Caracas

Los contactos entre estas asociaciones son tectónicos con fallas de ángulo alto en los sistemas de orientación este-oeste y NE-SE y movimiento normal-dextral. En la Figura 1.3 se presenta un mapa geológico simplificado donde se muestra la distribución de estas asociaciones:



Fuente: Urbani (2002)

Figura 1.3. Asociaciones metamórficas de la Cordillera de la Costa

Los estudios geológicos a nivel regional, como lo referencia Urbani (2002) indican que la geología de la zona de estudio corresponde a la *Asociación Metamórfica La Costa* (A.M La Costa); las rocas de esta asociación afloran como una franja desde Nigua, estado Yaracuy, hasta Cabo Codera, estado Miranda (Ostos, 1987 citado por Villegas, 2006).

Esta asociación, está compuesta por unidades con una compleja mezcla de litologías metaígneas y metasedimentarias, con la notable presencia de elementos ofiolíticos (anfibolita, metagabro, metabasalto, eclogita, graucofanita, serpentinita, entre otros), cuya mineralogía indica que fueron sometidos a un régimen de alta presión y baja temperatura. Las rocas de esta asociación afloran en la zona definida como “Faja Margarita Costera” de Stephan (1982) y Beck (1985) citados por Villegas (2006).

Fundamentalmente, todos aquellos tipos de rocas constituyentes del Mármol de Antímano, Esquisto de Tacagua y Anfibolita de Nirgua, conforman la asociación.

a. Mármol de Antímano

Dengo (1951), propone el nombre de Antímano para definir una serie de mármoles interestratificados con esquistos cuarzosos, esquistos micáceos y anfibolitas. El mármol es masivo, color gris claro, formado de un 85-95% de calcita, con cantidades

menores de cuarzo detrítico, muscovita, grafito y pirita. La localidad tipo se ubica a 0,5 km al norte de Antímano, Distrito Capital, donde el espesor es de 40 m. Los mármoles son rocas estructuralmente competentes en relación a los esquistos que las rodean, pero incompetentes comparadas con las anfibolitas por lo cual se forman pliegues de flujo alrededor de estas resultando así la estructura de “boudinaje”.

Se han descrito afloramientos aislados desde la zona de Antímano, hacia el oeste en San Pedro y hacia el este hasta La Florida; continúan en una franja en el valle de la quebrada Tacagua y de ahí hacia el oeste como una franja entre Mamo y Carayaca.

b. Esquisto de Tacagua

Con este nombre, Dengo (1951) designa a una secuencia alternante de esquisto calcáreo-grafitoso y esquisto epidótico, expuestos en el valle de la quebrada Tacagua. La localidad tipo está ubicada al norte de la intersección entre la quebrada Tacagua y la Quebrada Topo; tiene un espesor aparente de 150-200 m.

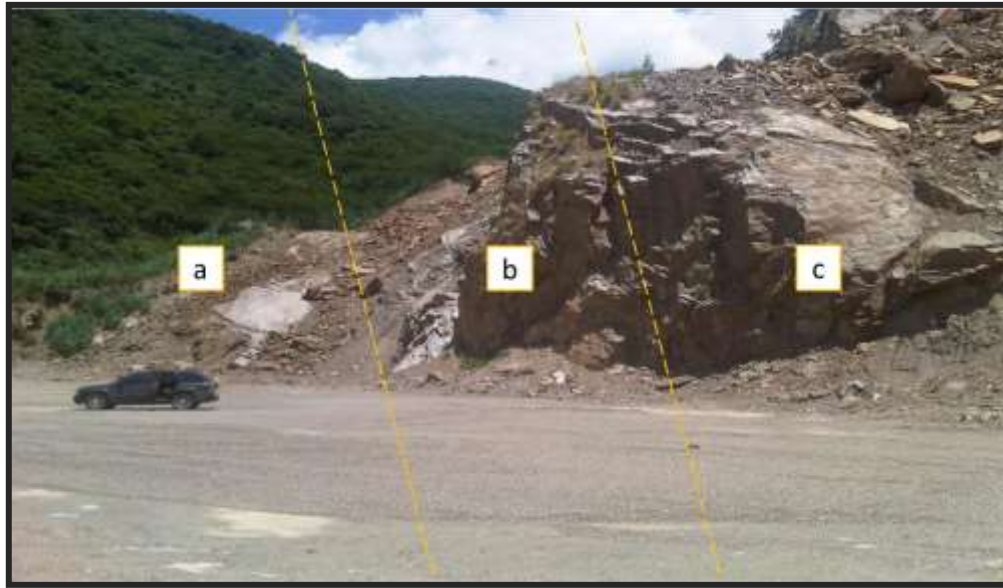
En la localidad tipo y en los afloramientos en la zona costera del litoral central, se encuentra una asociación de esquisto albitico-calcítico-cuarzo-micáceo-grafitoso, de color gris oscuro, intercalados concordantemente con esquisto de color verde claro, constituido por cuarzo, albita, minerales del grupo del epidoto, así como clorita y muscovita (González de Juana et al., 1980, citado por Dengo, 1951).

1.3.2. Geología local

a. Litología

Según el estudio geológico realizado por VARCAM C.A. (2011), a escala local la geología está representada por mármoles intercalados con esquistos calcáreos, esquistos cuarzo-micáceos y cantidades menores de esquistos grafitosos. A intervalos se presentan anfibolitas granatíferas. Esta litología es característica de la Fase Antímano.

En el Frente 04, la secuencia litológica es concordante y transicional, conformada de Sur a Norte por: esquistos grafitoso-granatíferos, esquistos cuarzo-calcáreos, mármol gris oscuro masivo, cuerpo de anfibolita con estructura de “*boudinaje*”, mármol intercalado intercalaciones delgadas de esquistos calcáreos y cierra la secuencia con esquistos cuarzo-calcáreo-micáceos (Figuras 1.4 y 1.5).



Fuente: VARCAM C.A. (2011)

Figura 1.4. Litología de Frente 04: a) esquistos grafitoso-granatíferos; b) esquistos cuarzo-calcáreos; c) mármol masivo



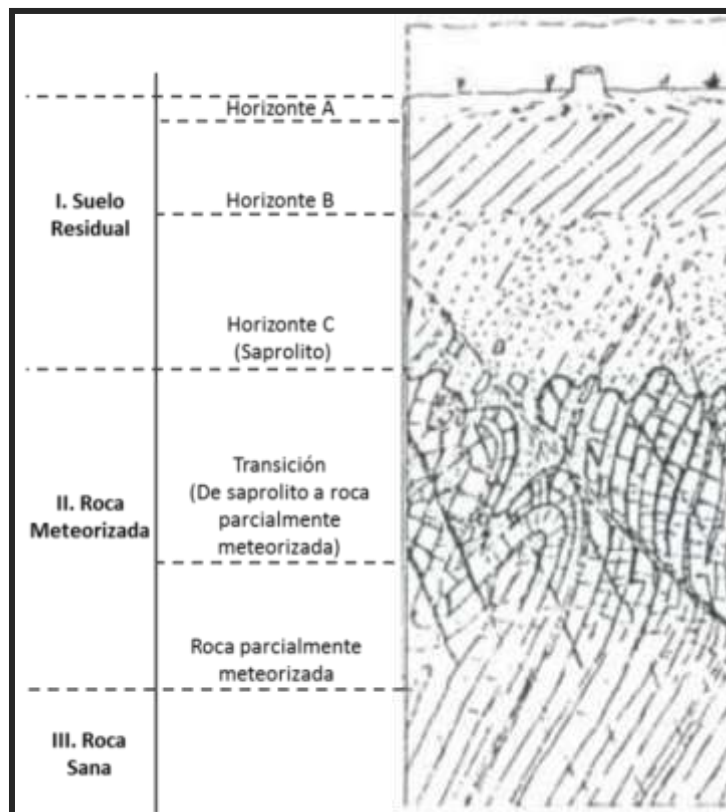
Fuente: VARCAM C.A. (2011)

Figura 1.5. Litología de Frente 04: d) cuerpo de anfibolita; e) mármol intercalado con esquistos calcáreos; f) esquistos cuarzo-calcáreo-micáceos

c. Suelos y perfil de meteorización

En el informe realizado por VARCAM C.A. (2011), indica que los suelos de la zona son bastante diversos: Se presentan espesores variables de suelos residuales, los cuales se forman por la descomposición de la roca *in situ* debido a la acción de agentes de meteorización, y suelos aluvionales que se encuentran casi en su totalidad en el cauce de la quebrada Tacagua. También se tienen suelos de origen antrópico producto de la depositación de material fino no comercial en áreas adyacentes a las plantas de trituración.

Los agentes de meteorización que forman los suelos residuales actúan dependiendo de la litología, por lo cual se crean zonas que van de peor a mejor comportamiento geomecánico desde la superficie, hasta llegar a la roca sana. Esta zonación es lo que se conoce como perfil de meteorización. En la Figura 1.6 se muestra un ejemplo del perfil de meteorización típico de rocas metamórficas.



Fuente: modificado de Deere & Patton (1971) citado por Villegas (2006)

Figura 1.6. Perfil de meteorización típico de rocas metamórficas

El horizonte A es la cobertura vegetal de los suelos. Está formada por sustancias orgánicas (humus) de espesores menores a 30 cm. En Frente 04, esta capa alcanza un espesor máximo de 10 cm; el área se ha visto afectada por la pendiente del terreno ya que facilita la erosión de las capas más superficiales del suelo (VARCAM C.A., 2011).

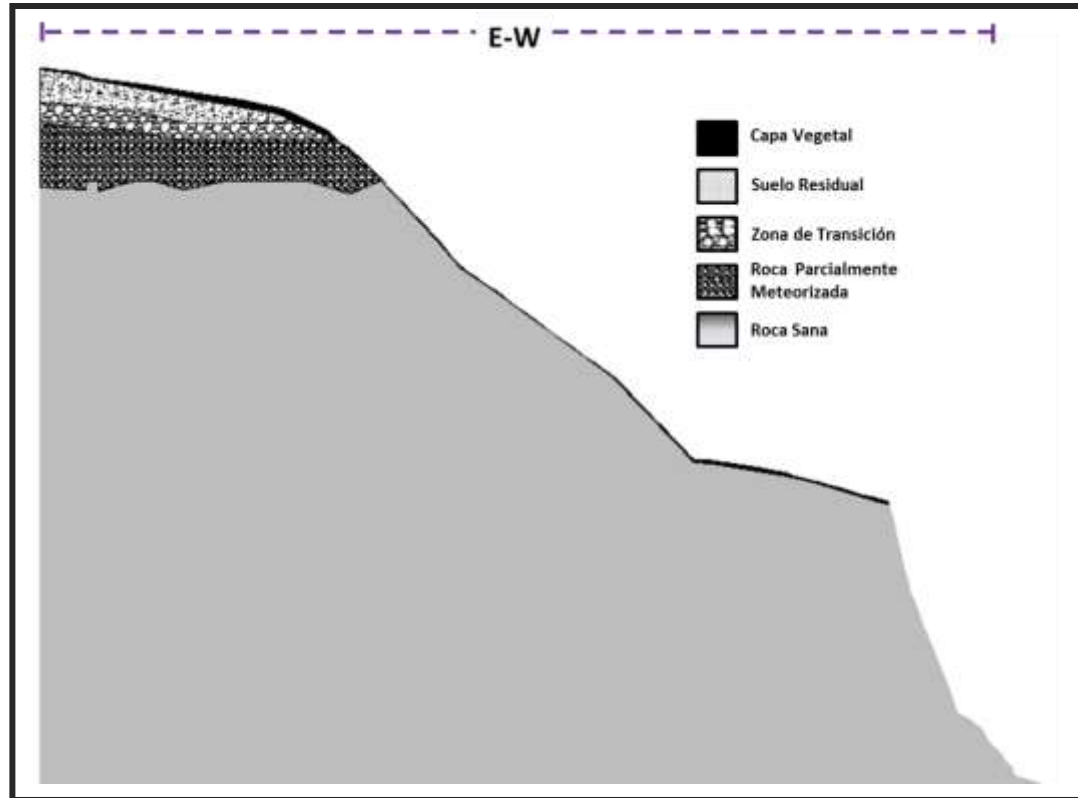
Los horizontes B y C representan los suelos residuales y constituyen la porción de roca más meteorizada del perfil que ha perdido sus propiedades mecánicas, químicas y estructurales originales. Villegas (2006) indica que las características de los perfiles de meteorización son determinadas por el régimen de lluvias, temperatura, vegetación, topografía y el tipo de roca.

En la zona de estudio las lluvias intensas, altas temperaturas, pendientes accidentadas y la alta resistencia a la meteorización que poseen el mármol y los esquistos calcáreos, favorecen la formación de espesores someros de suelo residual.

El estudio geológico realizado en la cantera, revela que en el área de Frente 04 el suelo residual es casi inexistente en zonas donde han ocurrido deslizamientos que han removido la capa meteorizada, dejando expuesta la roca sana. En la cresta de las laderas se tiene un espesor promedio de suelo residual de 1 a 3 m, compuesto por un material limo-arenoso y algunos cantos tamaño grava (VARCAM C.A., 2011).

Por debajo de los suelos residuales, se presenta una matriz arenosa con bloques de mármol y esquistos bastante fracturados y alterados. Esta capa representa la zona de transición a la roca parcialmente meteorizada donde desaparece la matriz arenosa y disminuye la alteración de la roca, no obstante esta sigue fracturada. Los mecanismos de alteración actúan hasta una profundidad somera de 3 m. La roca sana la conforman bloques de mármol y esquistos con cambios de coloración en las discontinuidades. La roca se encuentra aún fracturada debido al comportamiento frágil de la litología ante los distintos estados de esfuerzos producto de la actividad tectónica regional (Op. Cit.).

En la Figura 1.7 se tiene un esquema del perfil de meteorización típico del área Frente 04 en el cual se puede apreciar las zonas donde ha quedado expuesta la roca sana.

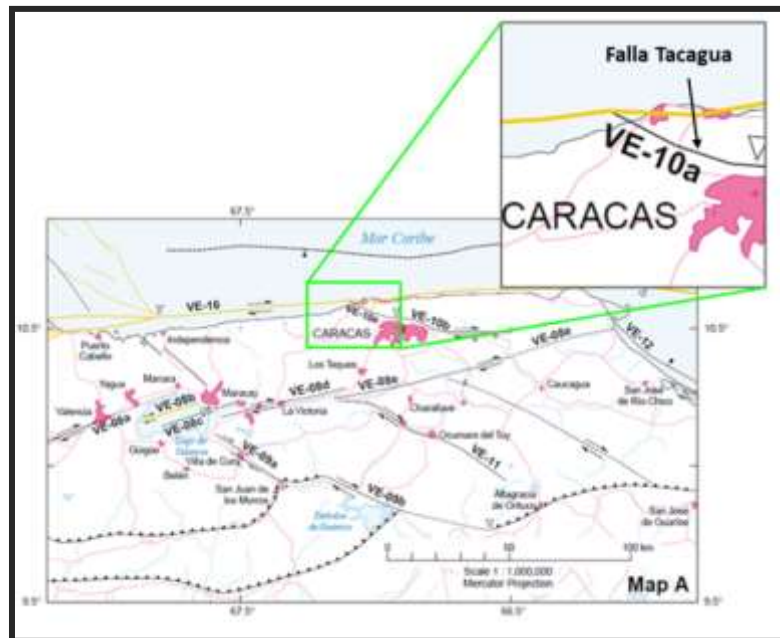


Fuente: (VARCAM C.A., 2011)

Figura 1.7. Perfil de meteorización típico de Frente 04

1.3.3. Geología estructural

El yacimiento se encuentra bastante afectado por la actividad sísmica característica de la región Centro-Norte de Venezuela, la cual se encuentra dentro del marco tectónico del Caribe meridional. En dicha zona la Placa Caribe se desplaza en sentido este con respecto a la Sudamericana. Producto de este movimiento se formaron grandes fallas geológicas, entre ellas la más cercana al área de estudio es la Falla Tacagua, la cual es una falla de rumbo dextral con una orientación aproximada de N60°W (Figura 1.8).



Fuente: FUNVISIS (2000)

Figura 1.8. Ubicación de la Falla Tacagua

Como consecuencia de la proximidad de la Falla Tacagua, en el área de estudio se presenta una gran densidad de estructuras menores tales como fallas locales y diaclasas. Las rocas, que en general se encuentran bien foliadas presentan algunas variaciones en la orientación de los planos de foliación, dando lugar a las estructuras de micropliegues que evidencian el cizallamiento sufrido por las rocas (VARCAM C.A., 2011).

En Frente 04 la orientación general de los planos de foliación es NE, con un buzamiento que varía entre los 17° y los 54° , sentido Norte. Se presentan sistemas de fracturas ortogonales entre sí, por lo cual la roca tiende a quebrarse en forma de bloques cúbicos (Op. Cit.).

1.4. CARACTERISTICAS DE LA ROCA EN FRENTE 04

En el informe realizado por VARCAM C.A. (2011) se anexan los resultados de los ensayos realizados por el Instituto de Materiales y Modelos Estructurales (IMME) en el año 2009, sobre muestras de roca bruta tomadas de Frente 04. Estos ensayos han permitido determinar algunos de los parámetros físicos y geomecánicos de la roca, los cuales son:

- La RCS (Resistencia a la compresión simple) según la norma ASTM C-170.
- Cohesión y fricción: ensayo de corte directo, norma ASTM D5607-08.
- El peso específico según la norma ASTM-127.
- La abrasividad en la escala de Mohs.
- Porcentaje de absorción.

En la Tabla 2 se resumen los resultados obtenidos en los ensayos de resistencia a la compresión simple. Los valores de RCS mostrados son un valor promedio de los ensayos realizados, que en total fueron tres muestras para los esquistos y tres muestras para los mármoles.

Tabla 2. RCS de la roca en Frente 04

	Nro. Muestras	RCS Promedio (MPa)	Litología
Lote 1	3	59,19	esquisto
Lote 2	3	114,00	mármol

Fuente: VARCAM C.A. (2011)

La Tabla 3 muestra los resultados obtenidos en los demás ensayos ya mencionados:

Tabla 3. Parámetros físicos de la roca en Frente 04

Peso Específico	Abrasividad	Absorción	Cohesión	Fricción
2,74 T/m ³	4<D<5	0,49%	4 T/m ²	32°

Fuente: VARCAM C.A. (2011)

1.5. CANTERA CARAYACA

1.5.1. Generalidades de la empresa

La Cantera Carayaca pertenece a la Empresa VARCAM C.A. la cual se creó bajo decreto de la Gobernación del estado Vargas con la finalidad de garantizar los servicios y calidad de vida de las presentes generaciones en cumplimiento con lo establecido en la constitución de la República Bolivariana de Venezuela y el Plan de la Patria, impulsando la construcción de viviendas, edificaciones, autopistas, terminales, entre otras obras. Para cumplir con estas metas, la empresa realiza la producción de agregados para el sector de la construcción implementando una política de desarrollo sustentable (VARCAM C.A., 2014).

a. Misión

VARCAM C.A., tiene como misión la exploración, perforación, dragado y explotación a cielo abierto, para la obtención selectiva de minerales no metálicos de la corteza terrestre a partir del valioso esfuerzo individual de cada uno de los trabajadores de la organización, así como también desarrollar proyectos y alianzas estratégicas asegurando una mejor distribución de los ingresos y logros de las metas

b. Visión

Ser una empresa líder, de calidad y alta capacidad productiva en la extracción, industrialización y comercialización de minerales no metálicos de la corteza terrestre, asegurando una sostenida credibilidad a través de productos y servicios de alta calidad y rentabilidad mediante el uso sustentable de los agregados. Así como también el desarrollo de proyectos mineros y obras para el beneficio del estado, mostrando que el sector privado y el sector público pueden alcanzar altos niveles de excelencia.

c. Objetivos

La compañía tiene como objeto y propósito la exploración, explotación, almacenamiento, transporte y comercialización de minerales no metálicos, premezclado, cemento, concreto así como la construcción, obras de inversión social con las comunidades en el mantenimiento y restauración de obras de infraestructura en general, subcontratación de empresas y de personal, compra, venta y alquiler de maquinarias pesadas de vehículos de transporte, mantenimiento de colectores de agua principal (ríos). Igualmente podrá realizar alianzas estratégicas y sociedades comerciales con otras empresas nacionales e internacionales y cualquier otro acto de comercio relacionado con su objeto.

1.5.2. Proceso productivo de la Cantera Carayaca

Cantera Carayaca, actualmente posee dos áreas de afectación autorizadas para llevar a cabo la actividad extractiva:

- Frente 02: Operativo
- Frente 04: Actualmente inoperativo

La extracción de material se lleva a cabo a razón de 127.000 m³/año en Frente 02. El desarrollo de la explotación es a cielo abierto mediante banqueo descendente, con bancos de 12 a 10 m de altura. Las vías internas entre la planta de trituración y los frentes de explotación fueron diseñadas de tal forma que no sobrepasen el 10% de pendiente y con un ancho operativo de hasta 12 m para facilitar el acceso en doble vía a los camiones mineros y también para el tránsito de los vehículos livianos.

Se laboran 40 horas semanales distribuidas de la siguiente manera: un turno diario, de lunes a viernes desde las 8:00 am hasta las 12:00 pm, haciendo un receso de 1 hora hasta la 1:00 p.m., para luego reiniciar labores hasta las 5:00 pm. Al año se trabajan aproximadamente 264 días.

Las operaciones unitarias de producción en la cantera inician con el arranque del material mediante perforación y voladura, seguidamente la carga y el acarreo a las plantas de beneficio mineral.

a. Perforación y voladura

La perforación se efectúa con dos perforadoras de martillo en fondo Gardner Denver (Figura 1.9) con un diámetro de barrenación de 3 ½". El patrón de perforación utilizado es una malla tresbolillo de 3m de retiro por 3m de espaciamiento.



Fuente: VARCAM C.A. (2014)

Figura 1.9. Equipo de perforación disponible en la Cantera Carayaca

Los explosivos y accesorios utilizados en la voladura son Anfo, emulsiones, *booster* de pentolita, conectores y detonadores. El factor de carga empleado es 0,56 kg/m³. En caso de que así lo requiera el material, se lleva a cabo una fragmentación secundaria mediante un martillo hidráulico.

b. Carga y acarreo

Una vez efectuada la voladura, se procede a la limpieza de los frentes mediante excavadoras de orugas. Para la carga y el acarreo del material, se utiliza una combinación de cargadores frontales sobre ruedas y camiones articulados. Los equipos utilizados en la actualidad para satisfacer los requerimientos actuales de producción se encuentran en la Tabla 4:

Tabla 4. Equipos de carga y acarreo

Equipo	Marca	Modelo	Capacidad (m ³)
Cargador Frontal	BELAZ	78221	6,0
Cargador Frontal	XCMG	LW800K	4,5
Retroexcavadora	XCMG	XE230	1,0
Retroexcavadora	CATERPILLAR	325DL	2,0
Camión articulado	CATERPILLAR	D25C	14,0

Fuente: VARCAM C.A. (2014)

c. Beneficio mineral

Para la operación de beneficio mineral, en la actualidad se tienen operativas dos (2) plantas trituradoras: Planta 1 y Planta 2 con capacidades instaladas de 200 y 300 T/h respectivamente. En estas plantas, el material es triturado y clasificado hasta obtener la granulometría adecuada de agregados como la piedra picada, arrocillo ¾, arena, polvillo y ripio.

Por otro lado, se proyecta instalar en la cantera una tercera planta de beneficio que según la gerencia de planificación de la Cantera Carayaca, puede producir agregados en el orden de 110.000 m³ al año.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

En este capítulo se presenta un conjunto de conceptos, antecedentes y teorías que generan un contexto en cual se sitúa el problema de la investigación.

2.1. MÉTODOS DE MINERÍA A CIELO ABIERTO

2.1.1. Generalidades

El método de explotación en una mina, se refiere a la forma de extraer con la mayor facilidad, seguridad y beneficio económico el mineral de interés. Urbina (1967) citado por Garrido (2012), señala que el sistema de extracción mineral se debe seleccionar en función de las características de cada yacimiento tales como el grado de mineralización, profundidad, espesor, inclinación, entre otras.

Los métodos de minería son tres: Minería de superficie o cielo abierto, minería subterránea y minería de aluviones (Chacón, 1991).

La minería cielo abierto se caracteriza por los grandes volúmenes de materiales que se deben mover del terreno. Es por ello que la elección de una explotación en superficie en lugar una subterránea está condicionada a obtener la relación de remoción de estéril por unidad de mineral más baja posible y el mayor beneficio económico (Op. Cit.).

2.1.2. Métodos de explotación de superficie, según el I.T.G.E (1995)

La clasificación realizada por I.T.G.E en 1995, señala que entre los métodos más comunes empleados en la minería a cielo abierto se encuentran:

- a. Fosa Abierta (*Open Pit*)
- b. Tajo Abierto (*Open Cut*)
- c. Explotación en Tiras (*Strip Mining*)
- d. Canteras (*Quarry Mining*)
- e. *Glory Hole*

a. Fosa abierta (*Open pit*)

Este método es tradicional en la minería metálica. Se procede mediante un avance tridimensional efectuando un banqueo descendente con secciones verticales en forma troncocónica. Para la aplicación de este método se requiere de una alta tecnología de planificación, diseño, operación y control, debido a que generalmente este tipo de excavación alcanza profundidades importantes.

El método de fosa abierta se utiliza en yacimientos de morfología regular, donde la topografía es bastante suave.

b. Tajo abierto (*Open cut*)

Es una variante del método *Open Pit*. Se aplica a vetas inclinadas que se encuentran en laderas de modo que el sistema de bancos queda abierto a lo largo de estas. Al igual que el método anterior, la explotación se efectúa mediante un banqueo descendente y debe existir un desfase entre los bancos a fin de disponer de unas plataformas de trabajo para que operen los equipos a su máximo rendimiento y en condiciones de seguridad adecuadas.

c. Explotación en tiras (*Strip mining*)

Este método se aplica a yacimientos que se encuentran en capas o vetas horizontales. Principalmente se destina a yacimientos sedimentarios de poca profundidad, de minerales blandos donde sea fácil la separación entre el mineral y el estéril, con un recubrimiento de estéril inferior a los cincuenta (50) metros.

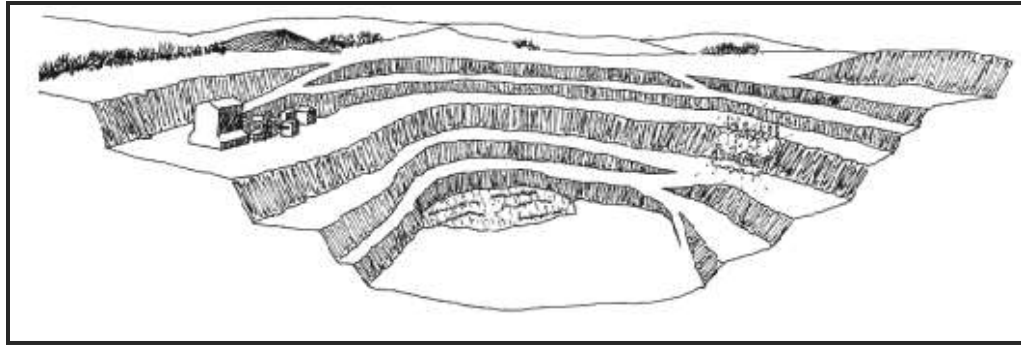
Consiste en un banqueo unidireccional donde primero se realiza el desmonte de la capa de estéril, y luego se avanza en el mismo sentido para la extracción del mineral.

d. Canteras

Cantera es el término genérico que se utiliza para referirse a las explotaciones de rocas industriales y ornamentales. Se trata por lo general de pequeñas explotaciones próximas a los centros de consumos, debido al valor relativamente bajo que poseen los materiales extraídos.

Consiste en una explotación que puede ser del tipo Fosa Abierta (*Open Pit*) o Tajo Abierto (*Open Cut*) pero de menores dimensiones, efectuando el banqueo con uno o varios niveles; la extracción suele ser más cuidadosa en el caso de las rocas ornamentales, donde es importante extraer bloques de grandes dimensiones para su posterior tratamiento. Por tanto, las canteras pueden subdividirse en dos grupos:

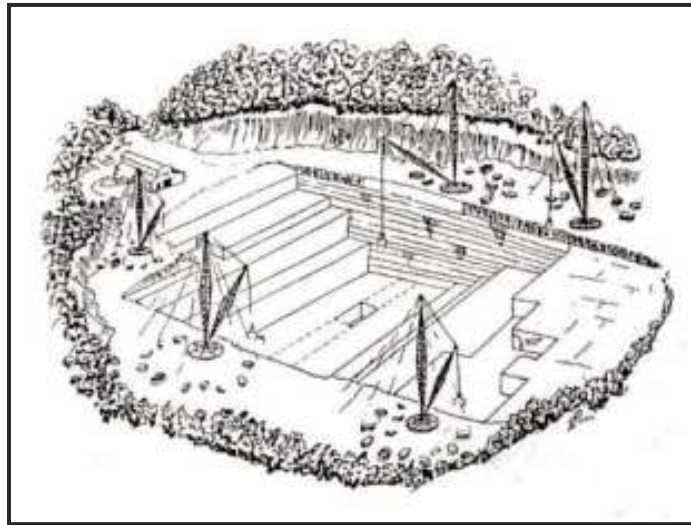
- Grupo 1: donde se desea obtener un todo-uno fragmentado, apto para alimentar a la planta de tratamiento y obtener un producto destinado a la industria de la construcción en forma de áridos o para la fabricación de cemento. En este tipo de explotación la extracción del mineral no es tan cuidadosa y se dan grandes alturas de banco (Figura 2.1).



Fuente: Herrera (2006)

Figura 2.1. Explotación de áridos por el método de las canteras

- Grupo 2: dedicado a la explotación de rocas ornamentales. Se basa en la extracción cuidadosa de grandes bloques paralelepípedicos que posteriormente se cortan y procesan en delgadas láminas (Figura 2.2).



Fuente: Herrera (2006)

Figura 2.2. Explotación de rocas ornamentales

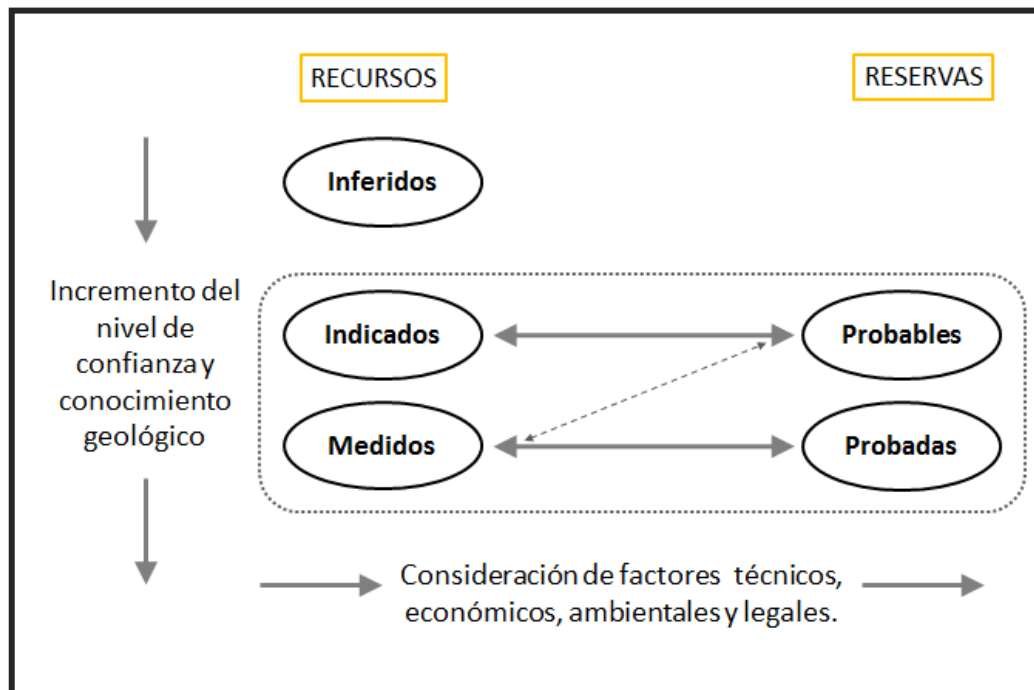
e. Glory hole

Es un método de explotación a cielo abierto que utiliza labores subterráneas para transportar el material. Este método utiliza la gravedad para llevar el material desde la superficie al nivel de transporte. Consta de un pique vertical que atraviesa la zona mineralizada hasta llegar a una galería inferior que sirve de transporte para llevar el mineral fuera de la mina.

2.2. EVALUACIÓN DE RESERVAS MINERALES

2.2.1. Clasificación de Recursos y Reservas según *JORC code*, 2012

El Código *JORC* o Código de Australasia para la presentación de informes de resultados de exploración, Recursos Minerales y Reservas de Mena (2012) establece la relación general entre los resultados de la exploración y los recursos y reservas minerales, tomando en cuenta los niveles de confianza en los conocimientos geológicos y consideraciones técnicas y económicas. Esta relación se muestra mediante la Figura 2.3.



Fuente: modificado de *JORC code* (2012)

Figura 2.3. Clasificación de recursos y reservas según *JORC code*, 2012

a. Recurso mineral

Es una concentración u ocurrencia de material sólido en la corteza terrestre, de tal forma, cantidad y calidad que existe una perspectiva razonable acerca de su potencial técnico-económico. La ubicación, tonelaje, continuidad, entre otras características geológicas de un recurso mineral, son determinadas a partir de evidencias geológicas, metalúrgicas y tecnológicas. Los recursos minerales se subdividen en orden creciente de confianza geológica en: Inferidos, indicados y medidos.

- **Recurso mineral inferido:** Es aquel donde se determina el tonelaje, ley y contenido de mineral a base de muestreos limitados. La evidencia geológica es suficiente para asumir pero no para certificar la continuidad geológica ni la ley del yacimiento.
- **Recurso mineral indicado:** es aquel donde puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. La evidencia geológica, deriva de la exploración superficial, sondeos, toma de muestras.
- **Recurso mineral medido:** es aquel donde puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en la exploración detallada y sondeos bastante cercanos entre sí, suficientes para confirmar continuidad geológica y/o de la ley.

b. Reserva mineral

Es la porción económicamente explotable de un recurso mineral medido o indicado, demostrada por un estudio de pre-factibilidad o factibilidad. Dicho estudio, debe considerar los factores técnicos, de procesamiento metalúrgico, infraestructura, ambientales, legales, entre otros que garanticen que la extracción es económicamente justificable.

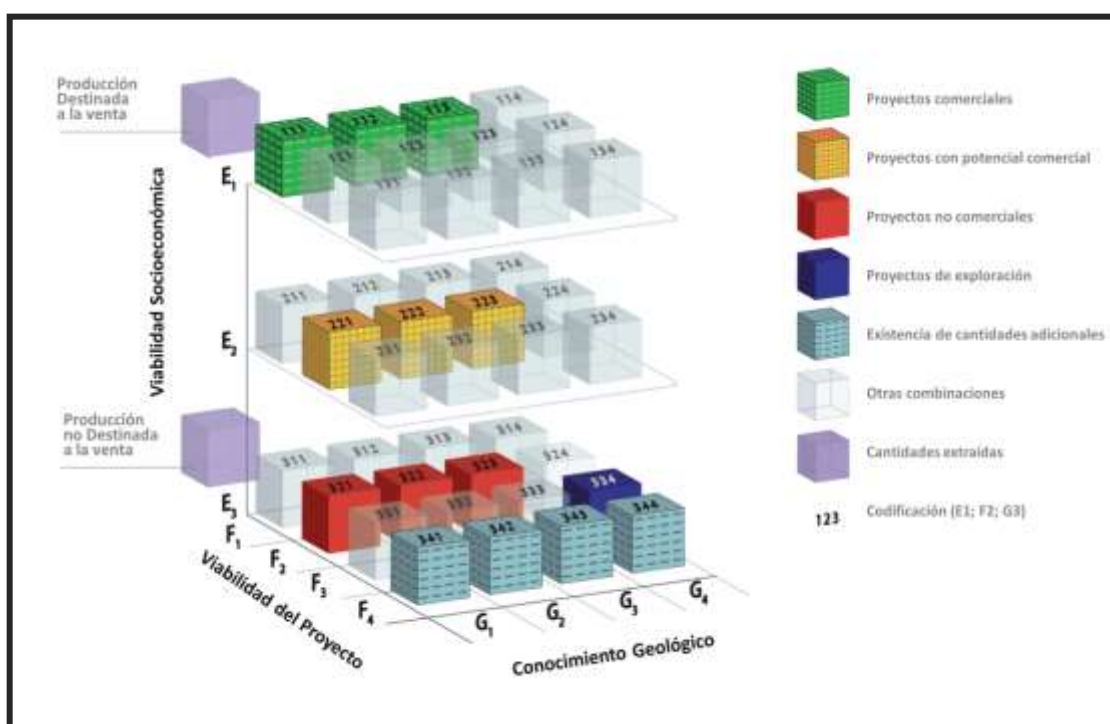
- **Reserva probable:** es la parte económicamente explotable de un recurso mineral indicado donde se han realizado evaluaciones apropiadas para la fecha y así justificar razonablemente que la extracción puede efectuarse.
- **Reserva probada:** es la parte económicamente explotable de un recurso mineral medido donde se han realizado evaluaciones apropiadas para la fecha y así justificar razonablemente que la extracción puede efectuarse.

2.2.2. Clasificación Marco de las Naciones Unidas para la energía fósil y los recursos y reservas minerales 2009 (CMNU-2009)

La CMNU-2009 es un sistema genérico basado en principios en el que las cantidades se clasifican de acuerdo a tres criterios: viabilidad económica y social (E), situación de proyectos sobre el terreno (F) y conocimiento geológico (G). Las combinaciones de esos criterios dan lugar a un sistema tridimensional, de coordenadas E, F y G. Para cada uno de estos criterios se definen un conjunto de categorías:

- El primer conjunto de categorías (eje E) designa en qué medida son favorables las condiciones sociales y económicas a la hora de establecer la viabilidad comercial del proyecto, considerando los precios del mercado y las condiciones de naturaleza jurídica, normativa, ambiental y contractual.
- El segundo conjunto (eje F) designa la madurez de los estudios y compromisos necesarios para poner en práctica planes y proyectos de explotación mineros. Abarca desde las primeras actividades de exploración hasta el establecimiento de un proyecto para extraer y vender el producto.
- El tercer conjunto (eje G) designa el nivel de confianza en el conocimiento geológico y las posibilidades de recuperar las cantidades establecidas.

Las categorías y subcategorías se combinan para formar “clases”. De esta forma, una clase queda definida al seleccionar una categoría de cada uno de los criterios. Como estas se citan siempre en la misma secuencia (E; F; G), se pueden suprimir las letras y dejar solo los números. Así, cada clase tendrá un código numérico único. Ejemplos de estas clases y categorías, se muestran en la Figura 2.4.



Fuente: CEPE (2010)

Figura 2.4. Categorías y ejemplos de clases de la CMNU, 2009

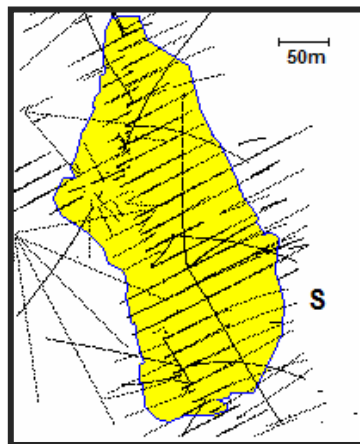
2.2.3. Métodos de estimación de recursos y reservas

De acuerdo con las definiciones de recursos y reservas mineras presentadas anteriormente, se tiene que la estimación de recursos consiste en calcular con el mínimo error posible la cantidad de mineral o metal existente en el yacimiento estudiado. Posteriormente, tomando en cuenta los aspectos del proyecto de explotación y la viabilidad socioeconómica del mismo se definirán las reservas mineras.

Conforme a lo expuesto por Bustillo & López (1997), los métodos de estimación de recursos se dividen en dos grupos: Métodos clásicos y métodos geoestadísticos. La idoneidad de estos depende de las particularidades de cada yacimiento.

a. Métodos clásicos

Los métodos clásicos son los que se han utilizado tradicionalmente en la evaluación de recursos. Alfaro (2007) señala que para el desarrollo de estos métodos, se realiza una estimación general de la ley media, densidad media y tonelaje de una zona “S” dentro del yacimiento (Ver Figura 2.5), por lo cual no consideran la posible presencia de anisotropías en el cuerpo mineralizado.



Fuente: Alfaro (2007)

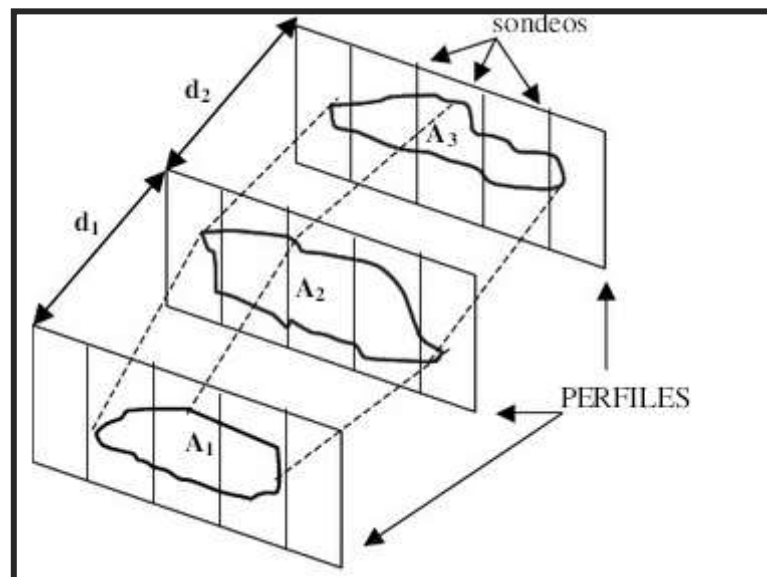
Figura 2.5. Zona “S” a estimar ley y densidad media

Bustillo & López (1997) indican que el cálculo de reservas mediante estos métodos supone tomar en consideración aspectos geométricos y el desarrollo general es el siguiente:

- Cálculo de volúmenes de bloques en los que se subdivide el cuerpo mineralizado.
- Estimación de densidades medias para cada bloque.
- Cálculo de cantidad de mineral en cada bloque multiplicando el volumen por la densidad media.
- Estimación de leyes medias para cada bloque.
- Cálculo de cantidad de metal multiplicando la cantidad de mineral de cada bloque por la ley media.
- Las reservas totales son la sumatoria de la cantidad de metal estimada en cada bloque.

Algunos de los métodos clásicos descritos por Chacón (1991) son:

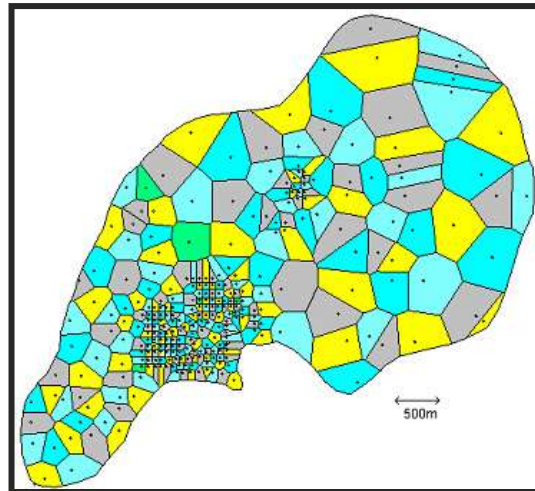
- Método de las secciones verticales: Este método tiene su uso en cuerpos mineralizados de desarrollo irregular, estudiados mediante sondeos distribuidos regularmente de manera que se puedan establecer secciones o perfiles donde se delimite el área de la zona mineralizada. Cada sección genera un bloque cuyo volumen se puede obtener multiplicando el área mineralizada por las distancias medias a los perfiles contiguos de ambos lados (Figura 2.6).



Fuente: Geofredo (s.f.)

Figura 2.6. Método de las secciones verticales

- Método de los polígonos: Se utiliza cuando los sondeos están irregularmente distribuidos. Consiste en construir una serie de polígonos en cuyos centros se encuentra un sondeo, por lo cual cada polígono tendrá una densidad y ley media (Figura 2.7).



Fuente: Alfaro (2007)

Figura 2.7. Método de los polígonos

- Método de la triangulación: Es similar al método de los polígonos. El área de influencia es un triángulo cuyos vértices son tres sondeos continuos, por lo cual los bloques generados serán prismas triangulares. Las densidades y leyes medias en cada prisma se determinan promediando las densidades y leyes de cada vértice.

b. Métodos Geoestadísticos

En términos mineros, se define la geoestadística como la aplicación de la teoría de las variables regionalizadas a la estimación de los recursos mineros. Una variable regionalizada es una función que representa la variación en el espacio de cierta magnitud asociada a un fenómeno natural (Alfaro, 2007).

A diferencia de los métodos clásicos, que no proporcionan el error asociado a una apreciación, la geoestadística realiza la estimación de una variable regionalizada a partir de un conjunto de muestras, asignando errores a las estimaciones. La magnitud del error depende de las características estructurales (continuidad, anisotropías) del yacimiento (Op. Cit.).

2.3. DISEÑO GEOMÉTRICO DE UNA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO

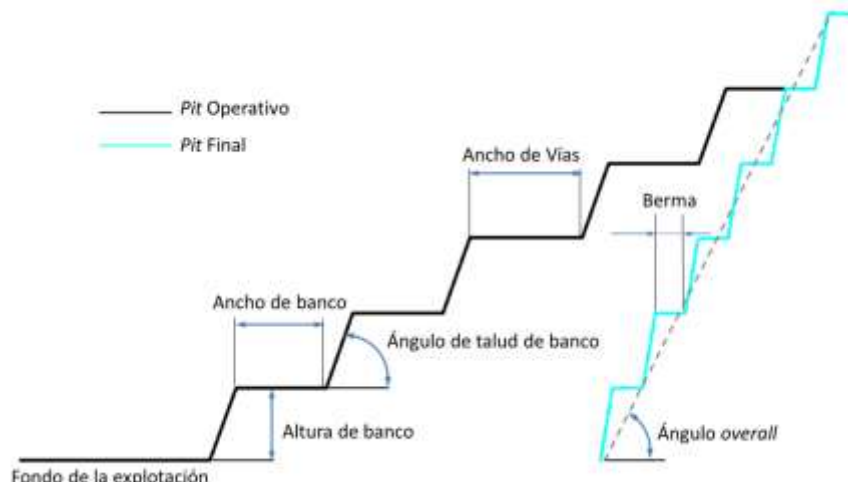
2.3.1. Criterios para el diseño de explotación

Bustillo & López (1997) señalan que el diseño de una explotación a cielo abierto consiste en la configuración geométrica de los bancos de producción, accesos a la mina y del *pit final*. Para el correcto diseño de una mina a cielo abierto se deben tener en cuenta cuatro grupos de criterios:

- Geométricos: Estructura, morfología, potencia e inclinación del yacimiento, pendiente del terreno.
- Geotécnicos: Resistencia de la roca, discontinuidades y ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales del yacimiento.
- Operativos: Método de explotación, distancias de transporte y las dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad.
- Medioambientales: Medidas a considerar en el diseño que faciliten la restauración de los terrenos y la mitigación del impacto ambiental.

2.3.2. Parámetros de diseño de explotación

En el diseño de la explotación intervienen una serie de parámetros que son seleccionados teniendo en cuenta los criterios mencionados anteriormente. La Figura 2.8 muestra la terminología típica empleada en minas a cielo abierto.



Fuente: Modificado de Hassan (2016)

Figura 2.8. Terminología empleada en una explotación a cielo abierto

De la Figura 2.8 se tiene que los parámetros que determinan la geometría de la explotación y del *pit final* son: altura, ancho y ángulo de talud de banco, ancho de bermas de seguridad, el ángulo *overall* y la geometría de las vialidades de acceso a la mina.

a. Altura de banco

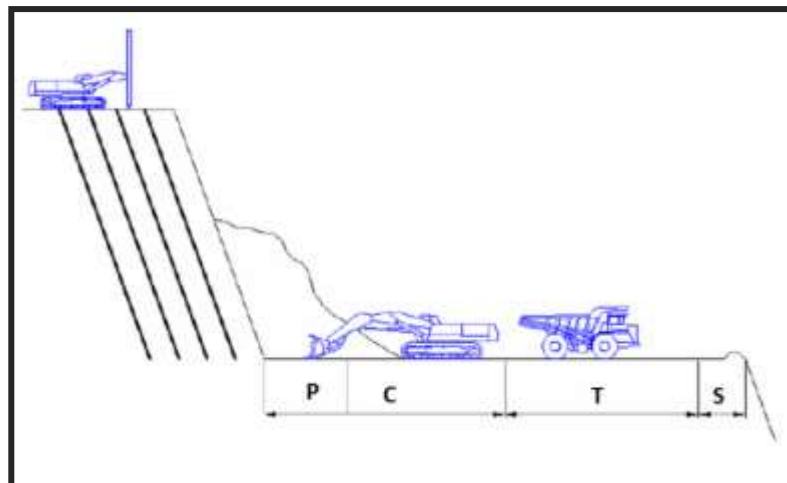
Es la distancia vertical entre dos niveles; se mide desde el pie del banco hasta la parte más alta del mismo, denomina cresta. De acuerdo con Hassan (2016) la altura de banco se determina por:

- Las características físicas del yacimiento.
- La altura del equipo de excavación.
- La seguridad de las operaciones.

La experiencia de diversas explotaciones a cielo abierto sugiere emplear alturas máximas comprendidas entre los 10 y 20 m que garanticen estabilidad de los taludes y faciliten la restauración ambiental.

b. Ancho de banco

Es la distancia medida desde la cresta de un banco hasta el pie del banco superior. La anchura mínima de banco operativo es la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos simultáneamente (Figura 2.9).



Fuente: Recalde (2006)

Figura 2.9. Ancho mínimo de banco operativo en función de la maquinaria

c. Ángulo de talud de banco

Representa la inclinación de la pared del banco. Se mide desde el pie del banco hasta su propia cresta (Portal Minero S.A., 2006).

En general, este ángulo lo determina la calidad de la roca y la altura de banco. López (2000) citado por Moya (2015) señala que a menores alturas de banco, más vertical puede ser el talud de banco.

d. Ángulo de talud *overall*

Representa el ángulo de inclinación de la pared final del *pit*, incluyendo todas las singularidades geométricas existentes. Este se encuentra delimitado por la horizontal y la línea que une el pie del banco más profundo con la cresta del banco más alto de la explotación (Portal Minero S.A., 2006).

e. Bermas

Las bermas son plataformas horizontales que se dejan de forma permanente en la pared final del *pit*, con el fin de mejorar la estabilidad del mismo y las condiciones de seguridad frente a deslizamientos de rocas (López, 2000 citado por Moya, 2015).

Considerando elementos de geotecnia y recuperación ambiental de mina, el ancho de berma normalmente mide lo suficiente para poder realizar ciertas actividades de recuperación ambiental para el cierre de mina; por ejemplo, reforestación del talud, mejora del drenaje en la pared final, entre otros.

Según criterio de Ritchie (1963) modificado por Evans y Call (1992) el ancho de berma en función de la altura de banco viene dado por la expresión:

$$W = 0,2H + 2 , \text{ para } H \leq 9 \text{ m} \quad (1)$$

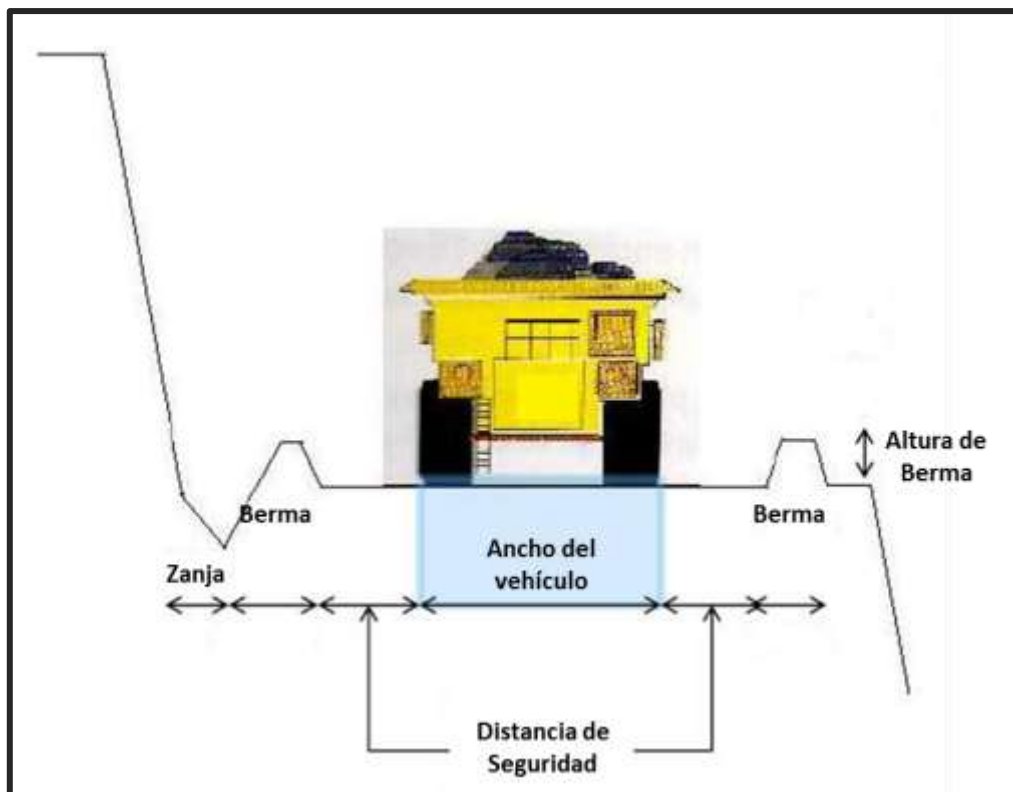
$$W = 0,2H + 4 , \text{ para } H > 9 \text{ m} \quad (2)$$

Dónde: - W Ancho de Berma
- H Altura de Banco

g. Vías de acceso

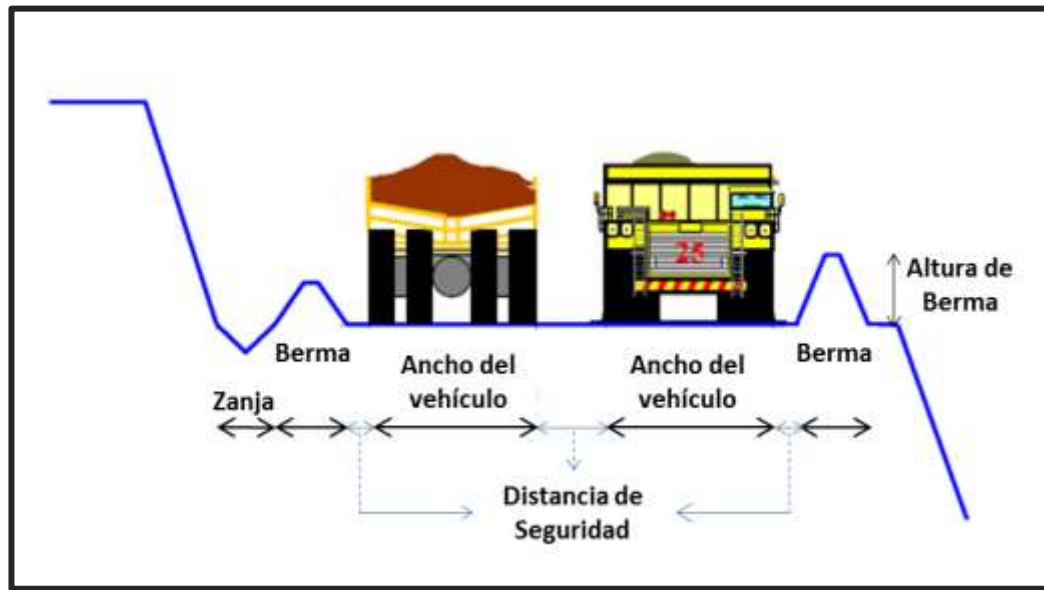
Las vialidades constituyen los planos de rodadura dispuestos para el tránsito de vehículos dentro de la mina. Se utilizan para comunicar los frentes de explotación con las plantas de beneficio mineral, botaderos, centros de acopio y otras áreas de que así lo requieran (Portal Minero S.A., 2006).

El ancho de las vialidades depende del espacio necesario para la circulación de los equipos ya sea una en uno o en ambos sentidos, en condiciones seguras. Por lo tanto, se debe considerar una distancia de seguridad entre los equipos y los elementos que se encuentran en la sección transversal de una vía de acarreo típica, tales como las zanjas de canalización de aguas de drenaje y las bermas de contención que tienen por objetivo detener o contener a los vehículos en caso de emergencia (Ver figuras 2.10 y 2.11). Comúnmente, la altura de la berma de contención suele ser la mitad del diámetro de las ruedas de los equipos que transitan en el camino.



Fuente: Modificado de Portal Minero S.A. (2006)

Figura 2.10. Parámetros de diseño de vialidades simples



Fuente: Modificado de Portal Minero S.A. (2006)

Figura 2.11. Parámetros de diseño de vialidades dobles

Otros parámetros que se deben considerar en el diseño de las vías son:

- Pendiente de la vía: Esta no debe sobrepasar el 12%.
- Pendiente de la sección transversal: Tiene la función de dirigir las aguas de escorrentía hacia las zanjas de drenaje. Tiende a utilizarse 2%.
- Velocidad de diseño: Viene dada por las normas del estado que regulen el diseño de vías de acceso de una mina.

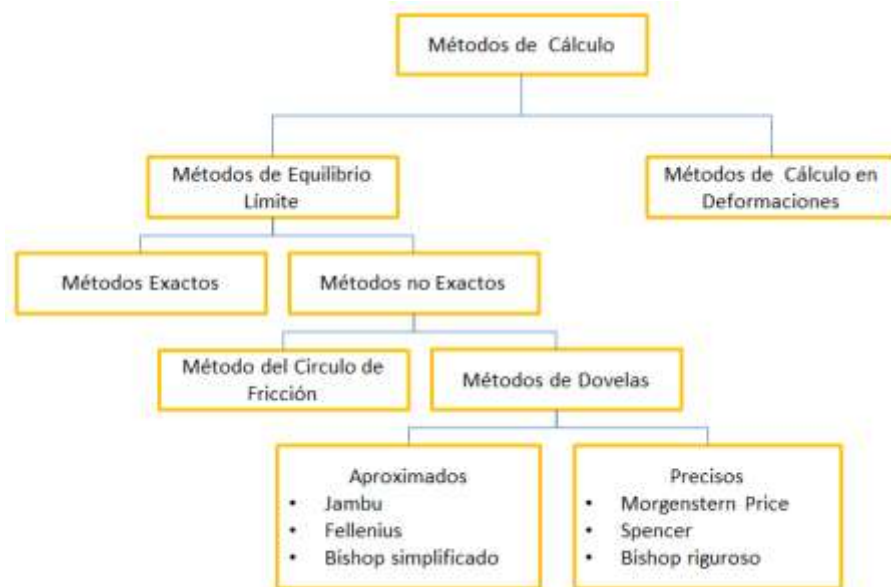
2.3.3. Análisis de estabilidad de taludes

El talud de una excavación minera es uno de los parámetros que más importantes a considerar en el diseño del *pit final*, puesto que está relacionado la necesidad de lograr la mayor recuperación del depósito al más bajo costo que además garantice seguridad en las operaciones. De ahí la importancia de conocer el comportamiento de un talud ante sus posibles roturas (Herrera, 2000).

De acuerdo con Suarez (1998) citado por Rico (2015), la estabilidad de taludes es la teoría que estudia la estabilidad o posible inestabilidad de un talud a la hora de realizar un proyecto o llevar a cabo una obra de construcción de ingeniería civil. Los taludes, dependiendo del material del que estén compuestos pueden ser de roca o de suelo y tienden a estudiarse de forma distinta.

a. Métodos de cálculo

En la Figura 2.12 se muestra un esquema de los distintos métodos de cálculo para analizar la seguridad de un talud.



Fuente: Modificado de Herrera (2000)

Figura 2.12. Métodos de análisis de estabilidad de taludes

Los métodos de equilibrio límite se basan exclusivamente en las leyes de la estática para determinar el estado de equilibrio de una masa de terreno potencialmente inestable (Herrera, 2000). Estos métodos proporcionan un factor de seguridad a partir de la solución inmediata de ecuaciones con alta simplicidad. Por otro lado, los métodos numéricos o de cálculo en deformaciones requieren de sistemas de ecuaciones y procesos de cálculo iterativo (Rico, 2015).

b. Factor de seguridad

El Factor de seguridad representa un número que cuantifica la diferencia entre las condiciones reales en que se encuentra un talud y las condiciones que lo llevan a la rotura (Melentijevic, 2005). Representa el objetivo fundamental del análisis de estabilidad de un talud. Los análisis proporcionan el valor del factor de seguridad del talud para una superficie potencial de rotura, bajo equilibrio límite de las fuerzas que actúan. Este factor se expresa de la siguiente forma:

$$FS = \frac{\text{Fuerzas Resistentes}}{\text{Fuerzas Actuantes}} \quad (3)$$

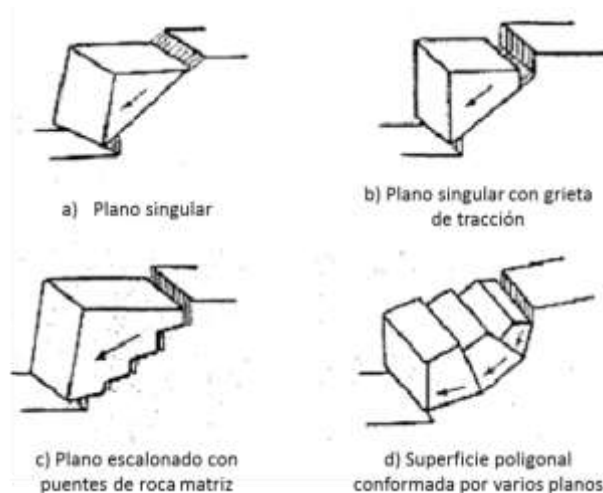
Por lo tanto, para que no se produzca la rotura a lo largo de la superficie analizada el FS debe ser un número mayor que uno, es decir que la suma de las fuerzas resistentes debe superar la suma de las fuerzas actuantes. La condición con el menor factor, es reconocida como superficie potencial de rotura del talud (Op. Cit.).

c. Mecanismos de rotura

Para este trabajo únicamente se estudian los tipos de falla de taludes en roca, los cuales están condicionados por el grado de fracturación del macizo rocoso y por la orientación y distribución de las discontinuidades con respecto al talud, quedando la estabilidad definida por los parámetros resistentes de las discontinuidades (Gonzales, 2002 citado por Rico, 2015). Los tres principales mecanismos de rotura de un talud rocoso, son los que a continuación se mencionan:

c.1. Falla planar

Se llama rotura plana o planar aquella en la que el deslizamiento se produce a través de una superficie plana pudiendo ser un plano de falla, foliación o diaclasa del macizo rocoso. El deslizamiento plano suele producirse siempre y cuando la masa no esté confinada lateralmente (Melentijevic, 2005). Los distintos tipos de deslizamientos traslacionales planos se pueden observar en la Figura 2.13.



Fuente: Modificado de Melentijevic (2005)

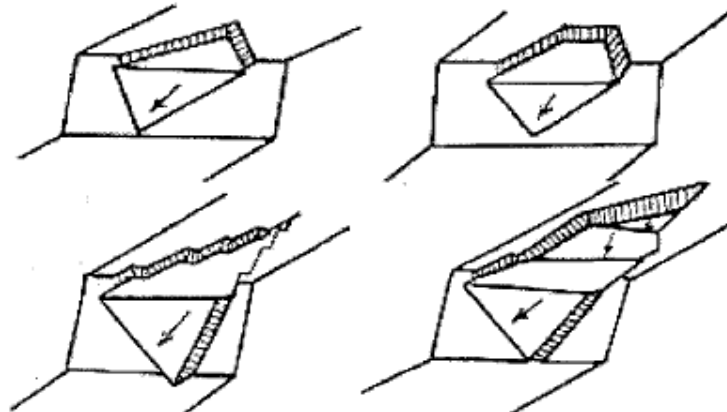
Figura 2.13. Tipos de falla planar

Para que se produzca una rotura planar a lo largo de una discontinuidad, se deben cumplir las siguientes condiciones de rotura (Hoek y Bray, 1981):

- El rumbo de la discontinuidad se encuentra a $\pm 20^\circ$ del rumbo del talud y buza con un ángulo menor a este, en el mismo sentido.
- La discontinuidad se inclina con un ángulo superior a su ángulo de fricción.

c.2. Falla por cuña

De acuerdo con Melentijevic (2005), cuando el bloque que desliza está limitado por dos o tres discontinuidades, se trata de una rotura por cuña. Ocurre en taludes cortados por dos superficies de discontinuidades no paralelas. Normalmente este tipo de rotura es limitado por cuatro caras: dos de planos de discontinuidades, dos de superficie de roca y a veces incluye un plano correspondiente a la grieta de tracción. La superficie de falla también puede estar formada por planos escalonados e incluso con puentes de roca matriz (ver Figura 2.14).



Fuente: Melentijevic (2005)

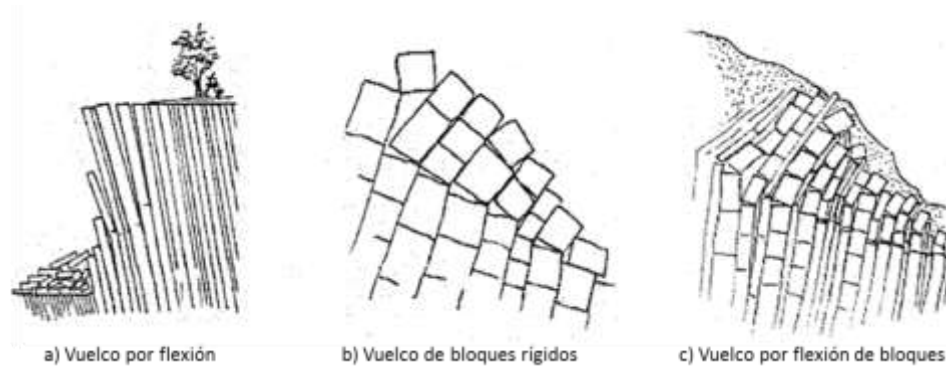
Figura 2.14. Tipos de falla por cuña

Las condiciones para que se produzca una rotura por cuña en un talud dado, son las siguientes (Hoek y Bray, 1981):

- La intersección de dos discontinuidades que forman la cuña se inclina en la misma dirección que el corte del talud, con un ángulo inferior a este.
- La recta de intersección se inclina con un ángulo superior al ángulo de fricción.

c.3. Falla por volcamiento

El vuelco conlleva la rotación de los bloques o columnas en torno de una base fija bajo la acción gravitatoria o presión de agua en las discontinuidades. Implica que un estrato tiende a quedar colgado y soportado por la resistencia pasiva de las capas de la base del talud (Melentijevic, 2005). En la figura 2.15 se muestran los distintos tipos de falla por volcamiento:



Fuente: Modificado de Melentijevic (2005)

Figura 2.15. Tipos de falla por volcamiento

Para que se produzca en un talud el fenómeno de vuelco, es necesario que exista una familia de discontinuidades que cumpla con las siguientes condiciones:

- El rumbo de la discontinuidad se encuentra a más o menos 20° del rumbo del talud y su buzamiento es alto y en sentido contrario.

2.4. OPERACIONES DE MINA A CIELO ABIERTO

El ciclo de explotación minero, lo conforman una sucesión de fases u operaciones unitarias aplicadas tanto al material estéril como al mineral. Según las condiciones del proyecto que se esté llevando a cabo, existirán o no otras operaciones auxiliares de apoyo cuya misión es hacer que se cumpla con la mayor eficiencia posible las operaciones unitarias.

Las fases u operaciones unitarias de minería a cielo abierto, por lo general son las siguientes: arranque, carga, acarreo y vertido (Martín, 1984 citado por Garrido, 2012).

2.4.1. Arranque

El arranque es por necesidad, la primera de las operaciones para el movimiento de la roca. Consiste en fragmentar la roca del macizo a un tamaño manejable para su posterior carga, acarreo y procesamiento. De acuerdo con esto, el arranque del material se puede llevar a cabo por dos métodos:

- Directos: Por la acción mecánica de una herramienta.
- Indirectos: Por la energía liberada de un explosivo.

García (1986) citado por De Abreu (2002), indica que el arranque indirecto mediante perforación de barrenos y voladura es el método mayormente utilizado en el arranque de rocas ígneas y metamórficas ya que estas en general son poco ripeables. También señala que este es el método utilizado comúnmente en las canteras de agregados para la construcción. En tal sentido, para efectos del presente trabajo únicamente se describirá el sistema de arranque indirecto, ya que estudios realizados en la Cantera Carayaca han demostrado que la roca presente en el área de Frente 04 debe fragmentarse mediante voladura.

2.4.2. Arranque mediante perforación y voladura

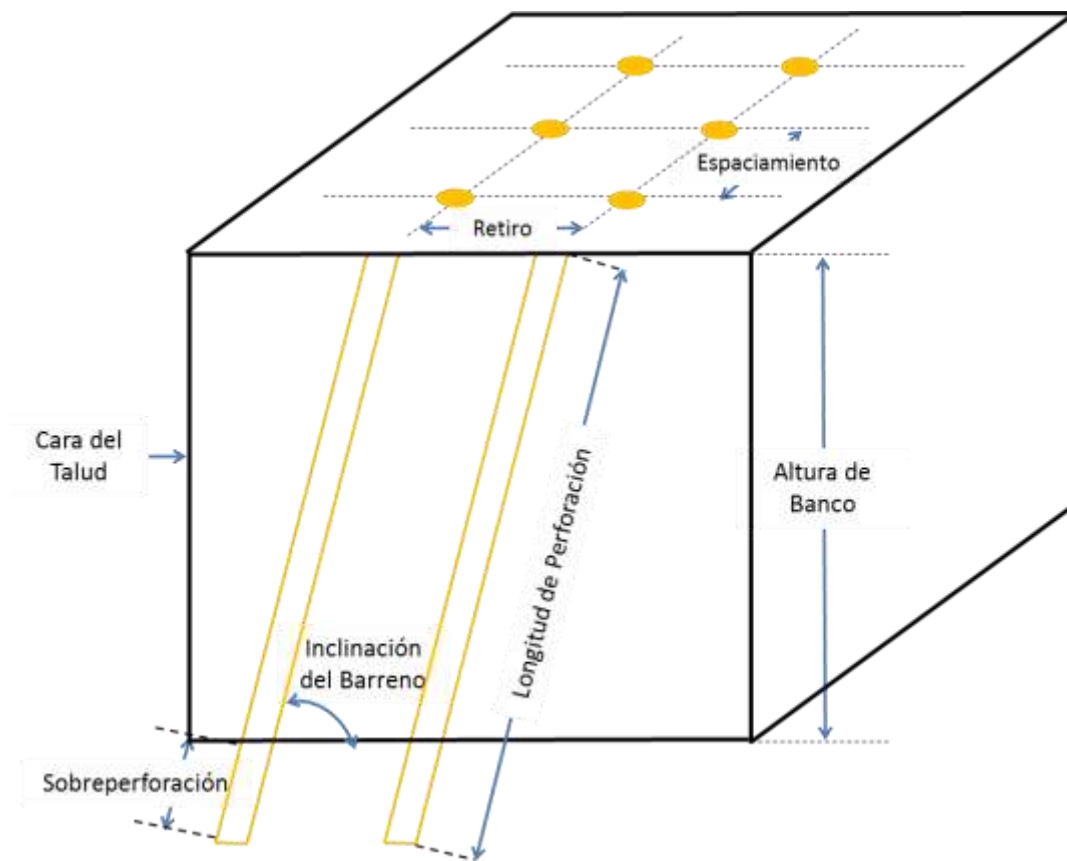
a. Perforación

El propósito de la perforación en las operaciones mineras es realizar la apertura de un hueco o barreno para colocar los explosivos, cuando no hay alternativa diferente a la voladura para el arranque del material (López, 2003 citado por Moya, 2015).

La distribución de los barrenos dentro del macizo rocoso y la geometría de estos tienen gran influencia en el resultado de la voladura. A esta configuración se le denomina patrón de perforación. Las variables geométricas del patrón de perforación son las que se enumeran y definen a continuación (Ver Figura 2.16):

- Diámetro del barreno: Viene dado por el diámetro del elemento de corte del equipo de perforación.
- Altura de banco: La altura de banco es función del equipo de carga, el diámetro de perforación, la resistencia de la roca y estabilidad del talud.
- Inclinación del barreno: Consiste en el declive de los barrenos con respecto a un plano horizontal.

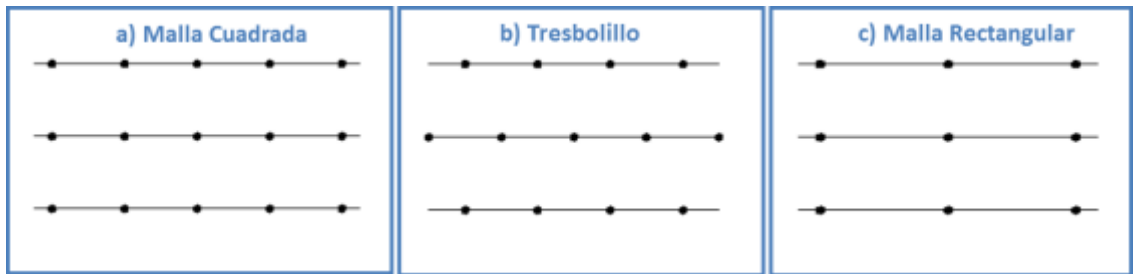
- Retiro: Es la distancia más corta al punto de alivio o cara libre del talud, al momento de detonar un barreno.
- Espaciamiento: Es la distancia entre perforaciones de una misma fila.
- Sobreperforación: Es la longitud de barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la cota de excavación prevista.
- Longitud de perforación: Es la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel de la rasante del piso.



Fuente: Elaboración propia

Figura 2.16. Parámetros del patrón de perforación

Otra de las variables del patrón de perforación es el esquema de perforación, el cual muestra cómo se distribuyen los barrenos en vista de planta. Los esquemas más utilizados en minería son cuadrados, rectangulares y tresbolillo (De Abreu, 2002) (Ver Figura 2.17).



Fuente: Elaboración propia

Figura 2.17. Esquemas de perforación utilizados en minería

b. Voladura

La voladura es la transformación de la energía química del componente del explosivo, en gas a presión para el desarrollo de un trabajo mecánico. Este trabajo es el responsable de la fragmentación de la roca (De Abreu, 2002). El diseño de una voladura está controlado por los siguientes grupos de variables (Op. Cit.):

- Tipo de roca: Se contemplan aspectos tales como la densidad de la roca, velocidad sísmica, resistencia y características estructurales del macizo.
- Explosivos: Costo de los explosivos, velocidad de detonación, densidad, sensibilidad, entre otros.
- Patrón de perforación: Todos los parámetros de la distribución de los barrenos mencionados anteriormente.
- Patrón de carga: Distribución geométrica de la carga de explosivos dentro de barreno, retacado y factor de carga.
- Secuencia de detonación y tiempos de retardo: La secuencia de detonación se refiere al orden en que detonan los barrenos y los tiempos de retardo son los lapsos entre dos líneas de disparo consecutivas.

Los parámetros del patrón de carga son que se enumeran a continuación

- Retacado: Es la longitud de barreno que en la parte superior se rellena con un material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producidos en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca
- Atura de la carga: Es el tramo de la longitud total del barreno destinado a contener la carga explosiva.
- Concentración lineal de la carga: Es la carga explosiva por cada unidad de longitud que ocupa en el barreno.
- Peso de la carga: Representa la cantidad de explosivo en el barreno necesario para volar la roca.
- Factor de carga: También llamado carga específica representa la cantidad de explosivo por unidad de volumen.

2.4.3. Carga

La carga es la segunda operación unitaria necesaria en toda operación minera. Con esta se consigue transportar el mineral desde la pila de material volado, al equipo de acarreo. En la selección del equipo de carga que mejor se ajuste a las características de la explotación, se deben considerar aspectos tales como las dimensiones del equipo y la capacidad de producción horaria de este.

2.4.4. Acarreo

Esta operación implica trasladar el material desde el frente de explotación, a las plantas de beneficio mineral. La elección del equipo de acarreo más adecuado esta condicionada por la forma de realizar el acceso a los frentes de trabajo, el diseño de las vías y las longitudes de acarreo.

2.4.5. Maquinaria y equipos

a. Sistemas de combinaciones de equipos

Los sistemas de combinaciones de equipos para llevar a cabo las operaciones a cielo abierto pueden ser los siguientes (Martín, 1984 citado por Nieves, 2013):

- Sistema Discontinuo: el arranque es efectuado por unidades distintas de las que realizan la carga y el acarreo. De esta manera el ciclo básico estará constituido por fases individualizadas. En general el arranque es mediante perforación y voladura por lo cual este sistema se aplica a rocas duras como las que se encuentran en la zona de estudio del presente trabajo.
- Sistema Mixto: Un único equipo se encarga del arranque y la carga del material. El acarreo lo realizan unidades independientes.
- Sistema Continuo: Unicamente un equipo, debido a sus características constructivas y funcionales, acomete el arranque, la carga y el acarreo.

b. Equipos de carga

En el caso de un sistema discontinuo, los equipos más comunes para realizar la carga del material son excavadoras de cable, excavadoras hidráulicas y palas cargadoras (Nieves, 2013).

c. Equipos de acarreo

Generalmen, para llevar a cabo el acarreo del material se emplean camiones roqueros y camiones articulados. Sin embargo, dependiendo de la distancia de acarreo se puede recurrir a cintas transportadoras (Nieves, 2013).

c. Equipos auxiliares

La flota de equipos que habitualmente se utiliza en las labores de conservación e incluso apertura de pistas, está formada por los siguientes (Nieves, 2013):

- Motoniveladoras: Para el extendido de materiales y perfilado de las superficies de rodadura.
- Tractores de orugas y ruedas: para la excavación y relleno de zonas muy deterioradas, construcción de nuevas trazados y retirada de grandes piedras.
- Camión de riego o cisterna: para eliminar el polvo de las pistas manteniendo el grado de humedad y/ó cohesión de los materiales superficiales.
- Vehículo todo terreno: para la inspección y supervisión por parte del personal.

2.5. ASPECTOS SOBRE LA PLANIFICACIÓN

2.5.1. Definición

La planificación es un proceso fundamental en cualquier tipo de negocio. Esta puede ser descrita como una serie de etapas que buscan determinar qué metas debiera tener una organización y la forma de asignar y distribuir sus recursos para cumplir con las metas planteadas. Para aquello, se debe tener claridad sobre los objetivos de la organización con miras a generar planes y metas que se capaz de cumplir (Perspectiva, 2015).

2.5.2. Tipos de planificación

De acuerdo al periodo de tiempo para el cual se elabora la planificación, esta puede clasificarse en:

- Corto plazo: Periodos inferiores a un año.
- Mediano plazo: Periodos comprendidos entre uno y cinco años.
- Largo plazo: Al menos cinco años.

2.5.3. Planificación minera

En el caso particular de la minería, el plan minero es generado cuando existen cambios significativos en el mercado, la tecnología, los recursos disponibles ó visiones futuras de la operación.

Lo que se busca con la planificación minera es generar un plan de negocio capaz de explotar con el mayor valor económico el depósito con todas sus complejidades técnico-operacionales y restricciones de distinta índole. Este plan está constituido principalmente por un plan minero-metalúrgico, que corresponde al programa de producción y procesamiento donde se indica el origen y destino del tonelaje y de las leyes a ser extraídas del depósito, además de determinar dónde y bajo qué condiciones se procesará el mineral (Revista Perspectiva, 2015).

El tiempo está relacionado con los grados de libertad que posee la operación. Mientras que para el corto plazo muchas variables se encuentran previamente definidas y por lo tanto la planificación es más restrictiva, en la planificación de largo plazo la gran mayoría de las variables de decisión se encuentran abiertas, lo que permite incorporar explícitamente el estudio de las distintas estrategias de desarrollo que podría tomar la operación.

2.5.3. Parámetros de planificación minera

Según Herrera (2001), básicamente se deben establecer los siguientes criterios iniciales para comenzar a trabajar en un proyecto de explotación a cielo abierto:

a. Ritmo

Es uno de los parámetros que influye más claramente en un estudio de viabilidad. La definición del ritmo o escala de explotación es las toneladas de mineral extraídas o producidas por año o por hora de trabajo en algunos casos. Este ritmo viene marcado fundamentalmente por el mercado, que señala la producción anual susceptible de ser vendida.

b. Vida

El concepto de vida de la explotación es el resultado de dividir las reservas demostradas por el ritmo de producción y en función de lo enunciado sobre la dinámica del concepto de las reservas. Por lo tanto, la vida de una mina es un concepto dinámico.

c. Ratio límite económico

Relación máxima de m^3 de estéril por tonelada de mineral que es función de la geometría del yacimiento, los parámetros geomecánicos que determinan la seguridad de la operación y los costos operativos.

2.5.4. Secuencia de explotación

La secuencia de explotación también es conocida como estrategia de consumo de reservas y básicamente consiste en la forma en como se extraen los materiales de la mina, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta alcanzar el límite de la excavación. La extracción del material se ejecuta en sucesivos cortes intermedios, los que reciben el nombre de Fases o Expansiones (Bolívar, 2014).

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

En el presente capítulo se precisan los aspectos metodológicos de la investigación: tipo, diseño, población, muestra y las técnicas e instrumentos para procesar los datos. También se detalla la metodología empleada para lograr los objetivos trazados.

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo con la profundidad con que se estudia el fenómeno en cuestión, la presente se enmarca en una investigación de tipo correlacional-descriptiva (Hernandez & Otros, 2003). Es descriptiva porque la planificación de Frente 04 busca especificar características tales como el volumen de material aprovechable, diseño geométrico de la explotación, equipos requeridos, secuencia de explotación y modelo digital 3D de la topografía modificada, para un periodo de largo plazo. Es correlacional porque la planificación se elaborara de acuerdo a la relación existente entre las variables tales como la topografía, geología, condiciones actuales de Frente 04 y de las vías de acarreo. También es de campo, debido a que parte de la información es tomada de un ambiente natural, es este caso la zona donde se desarrolla el proyecto.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

González y Otros (2003) señalan que el diseño de investigación se refiere al plan estratégico concebido para responder a las preguntas de investigación. Un diseño no experimental corresponde a aquellas investigaciones en las que no hay manipulación de variables; la acción sobre variables ya se dio en la realidad y el investigador no intervino en ello

En este trabajo se procede a la observación directa de las variables tal como se dan en su contexto natural y se relacionan para desarrollar la propuesta de planificación de la explotación de Frente 04. De acuerdo con ello, la presente investigación se ajusta a un diseño no experimental.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

Esta investigación se lleva a cabo la Cantera Carayaca, ubicada en Tacagua, Distrito Capital. La población de estudio, está conformada por los terrenos pertenecientes a la Cantera que abarcan un área de 202 hectáreas.

La muestra en la cual se basara la investigación es el área de afectación autorizada de Frente 04 que se ubica en un lote de 9,92 hectáreas, asignadas por la Gerencia de Planificación.

3.4. INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS

3.4.1. Instrumentos

Los instrumentos utilizados para recolectar los datos en campo:

- Brújula Bruntom.
- GPS.
- Cinta métrica.
- Libreta de campo.
- Cámara digital Huawei; resolución 6MP.

Los instrumentos para procesar los datos en oficina:

- Mapa topográfico de la zona digital (Ver Anexo N°1).
- Programa de dibujo asistido.
- Programas *DIPS®* y *RocPlane®*
- Hojas de cálculo.

3.4.2. Técnicas

- Revisión bibliográfica en informes técnicos realizados por la Cantera Carayaca.
- Revisión bibliográfica referente a las explotaciones a cielo abierto de agregados para la construcción.
- Diagnóstico de campo de las condiciones actuales de Frente 04.
- Selección de equipos mineros mediante la utilización de manuales para la determinación de la producción horaria y capacidad de carga requerida por ciclo y revisión de catálogos de diversos fabricantes.
- Análisis de estabilidad de los taludes de explotación mediante la proyección estereográfica en el programa *DIPS®* y cálculo del factor de seguridad.
- Elaboración del modelo digital 3D de la topografía modificada, producto de la explotación a largo plazo mediante un software de dibujo asistido.

3.5. METODOLOGÍA

En el desarrollo de la presente investigación han sido requeridas tres etapas, las cuales se muestran de forma esquematizada en la Figura 3.1.



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.1. Etapas de la investigación

3.5.1. Etapa compilatoria

La tarea inicial, utilizada durante casi toda la investigación consiste en la búsqueda, organización y empleo de información relacionada con la zona de estudio y la planificación a largo plazo de explotaciones a cielo abierto. Esta información se encuentra disponible en Trabajos Especiales de Grado, informes técnicos de la Cantera Carayaca, mapas topográficos del área de estudio, perfiles de la zona estudiada y publicaciones varias.

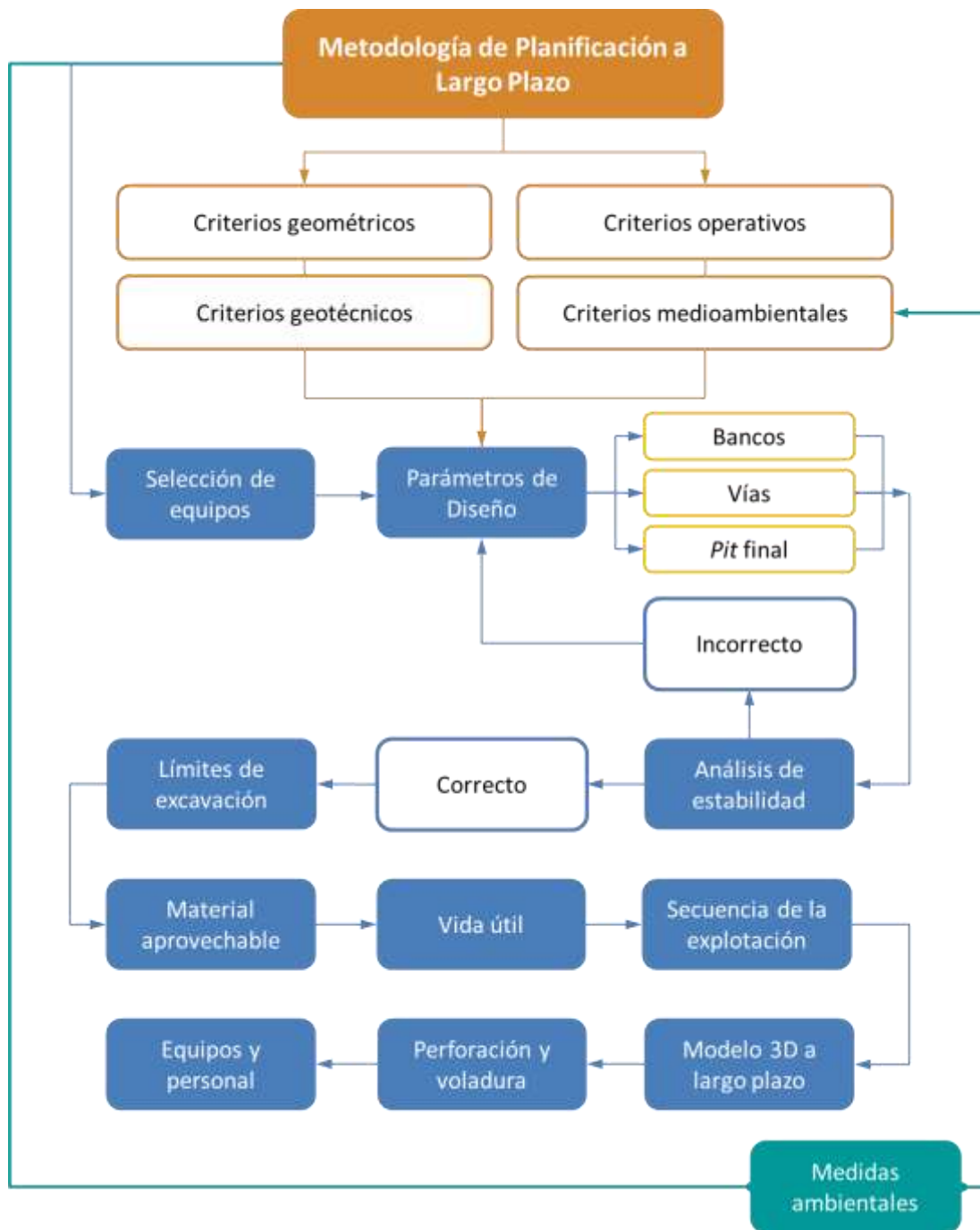
3.5.2. Etapa de campo

Esta etapa se procede con la perspectiva de complementar la información recolectada en la etapa compilatoria y tomar datos que son necesarios para el desarrollo de la etapa de planificación. Contempla varias salidas de campo a la zona de estudio donde se efectúa:

- Delimitación del recurso geológico-minero en función de observaciones de campo en superficie y el área de afectación autorizada. Los puntos de observación son tomados con el GPS y llevados al mapa topográfico.
- Descripción del afloramiento y orientación de las discontinuidades mediante la brújula.
- Levantamiento de la vía de acarreo con el GPS.

3.5.3. Etapa de planificación

En esta etapa se desarrolla la metodología de planificación de la explotación a largo plazo de Frente 04. El esquema metodológico (Figura 3.2) para cumplir con los objetivos propuestos se presenta a continuación:



Fuente: Elaboración propia

Figura 3.2. Metodología de planificación

a. Selección de equipos de carga y acarreo

El diseño geométrico de la explotación dependerá de los equipos seleccionados. En la Cantera Carayaca el sistema de explotación es discontinuo, por lo cual se debe seleccionar una combinación de equipos de carga y acarreo acordes con el área de trabajo y que al mismo tiempo se ajuste a los requerimientos de producción. Para ello, se lleva a cabo la revisión de los catálogos de equipos mineros y se toman en cuenta los siguientes parámetros del SME (1992):

- Producción horaria: Representa la producción por hora requerida considerando las horas efectivas de trabajo de acuerdo a la eficiencia.

$$Produccion\ horaria = \frac{Produccion\ anual}{Dias\ trabajados \times Horas\ turno \times eficiencia} \quad (4)$$

- Capacidad de carga requerida por ciclo: Representa los requerimientos de carga por ciclo que deben satisfacer el o los equipos de carga para cumplir con la producción requerida.

$$Capacidad\ de\ carga/ciclo = \frac{Producción\ horaria}{Nro.\ ciclos/hora} \quad (5)$$

- Numero de pases: Consiste en el número de pases para que el equipo de carga realice el llenado del camión.

$$Nro.\ pases = \frac{Capacidad\ camión\ (Ton)}{Capacidad\ balde \times factor\ de\ llenado \times densidad\ de\ material} \quad (6)$$

b. Parámetros de diseño

En la selección del diseño geométrico de la explotación, las vías de acceso y el *pit final*, se toman en cuenta cuatro grupos de criterios planteados por Bustillo & López (1997) que se mencionan en el Capítulo 2. En la Tabla 5 se muestran los criterios a considerar en la presente investigación:

Tabla 5. Criterios para el diseño de geométrico de la explotación

Criterios geométricos	Criterios operativos
- Dimensiones del área de explotación. - Límites del recurso geológico-minero. - Pendiente del terreno.	- Dimensiones de los equipos. - Distancia de transporte. - Método de explotación.
Criterios geotécnicos	Criterios medioambientales
- Discontinuidades. - Parámetros de resistencia. - Estabilidad de la roca.	- Medidas para prevenir y mitigar los impactos ambientales y facilitar la restauración de los terrenos.

Fuente: Elaboración propia

c. Análisis de estabilidad

Habiendo establecido el diseño de la explotación, se lleva a cabo el análisis de estabilidad de los taludes que conformaran el *pit* final: Para ello se recurre a un diseño de fosa final tentativa sujeta a modificaciones en el caso de presentar taludes inestables.

Mediante la proyección estereográfica con el uso del programa *DIPS*[®], se plasman los datos estructurales obtenidos en campo y se analiza si cumplen o no, las condiciones de rotura para falla planar, en cuña y por volcamiento. Estas condiciones están expuestas en el Capítulo 2.

Una vez efectuado el análisis gráfico, se desarrolla el cálculo del factor de seguridad para aquellas discontinuidades que representan una superficie potencial de rotura. Con miras a garantizar altos niveles de seguridad dentro de la mina conviene utilizar un *FS* en el rango 1,5-1,7; De acuerdo con Hoek & Bray (1991), este rango representa un valor “suficiente” para garantizar la estabilidad de una excavación minera.

d. Límite de excavación

De acuerdo a los resultados obtenidos en el análisis de estabilidad se fijan los límites de la excavación final (*pit final*) sobre el terreno. Esto se lleva a cabo mediante un programa de dibujo asistido.

e. Cálculo de material aprovechable

Para conocer el volumen de material aprovechable en Frente 04, se emplea el método de los perfiles, descrito en el Capítulo 2 de la presente investigación: Mediante un asistente de dibujo se ejecutan secciones transversales sobre el mapa topográfico de Frente 04.

El área de material aprovechable en cada sección, será aquella delimitada por el límite de excavación. Por tanto, cada perfil genera un bloque cuyo volumen se determina mediante la ecuación:

$$V_i = \left(A_i \times \frac{d_{i-1}}{2} \right) + \left(A_i \times \frac{d_{i+1}}{2} \right) \quad (7)$$

Dónde: $-A_i$, Área delimitada por el perfil i

$-d_{i\pm 1}$, distancia del perfil i a los perfiles contiguos

f. Vida útil

De acuerdo con el volumen obtenido de material aprovechable se estipula la vida útil de la explotación:

$$Vida\ útil_{años} = \frac{Material\ aprovechable}{Produccion\ anual\ requerida} \quad (8)$$

g. Secuencia de la explotación

Para efectos de este trabajo, la secuencia de explotación se elabora separando la extracción de material en “fases” que representan un periodo de vida de la mina con un número determinado de niveles. Para cada fase se elabora un programa de producción donde se especifica el volumen de excavación por nivel, las actividades a desarrollar y la topografía modificada.

h. Modelo tridimensional a largo plazo

Este modelo se elabora en digital mediante un asistente de dibujo. Se presenta la topografía modificada en tres dimensiones una vez alcanzado el límite de la excavación.

i. Perforación y voladura

El patrón de perforación y el retacado se plantea en base a los siguientes criterios y fórmulas de Langerfors & Kihlstrom (1976).

- Retiro (B):
$$B_{m\acute{a}x} = \frac{\Phi}{33} \times \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times S/B}} \quad (9)$$

- Espaciamiento (S):
$$S = 1,25 \times B_{max} \quad (10)$$

- Sobreperforación (S_p)
$$S_p = 0,3 \times B \quad (11)$$

- Longitud de Perforación (L_p)
$$L_p = \frac{H}{\text{sen}\alpha} + S_p \quad (12)$$

- Retacado (T)
$$T = 0,8 \times B_{m\acute{a}x} \quad (13)$$

Dónde:

ϕ : Diámetro del barreno

ρ_e : Densidad del explosivo

c : Constante de roca

f : Factor de inclinación

α : Inclinación del barreno

Para el patrón de carga de explosivo se recurre a los siguientes criterios y fórmulas de cargas Konya (1998):

- Concentración de la carga de fondo
$$q_f = \frac{\rho_e \times \Phi b^2}{1276} \quad (14)$$

- Altura de la carga de fondo
$$h_f = 1,3 \times B_{m\acute{a}x} \quad (15)$$

- Carga de fondo
$$Q_f = q_f \times h_f \quad (16)$$

- Concentración de la carga de columna
$$q_c = \frac{\rho_{exp} \times \Phi b^2}{1276} \quad (17)$$

- Longitud de la carga de columna $h_c = L - h_f - T$ (18)

- Carga de columna $Q_c = q_c \times h_c$ (19)

- Carga total $Q_{total} = Q_f + Q_c$ (20)

- Factor de carga $F_c = \frac{Q_{total} \times \cos \alpha}{B \times S \times H}$ (21)

j. Requerimientos de equipos y personal

En esta apartado, se determinan los equipos de operaciones unitarias, y auxiliares y el personal requeridos para cumplir la explotación en Frente 04.

Para el número de unidades de carga y acarreo se determina la productividad de equipos mediante los siguientes criterios:

- Producción efectiva mensual del equipo de carga o acarreo

$$Pe_{mensual} = C \times f \times Ciclos_{hora} \times horas_{turno} \times días_{mes} \times E \times f_e \quad (22)$$

- Unidades de carga o acarreo requeridos

$$Nro. Equipos = \frac{Producción\ requerida_{mensual}}{Pe_{mensual}} \quad (23)$$

Dónde:

C : Capacidad

f : Factor de llenado

E : Eficiencia

f_e : Factor de esponjamiento

- Tiempo de ciclo del equipo de carga: Se refiere al tiempo en realizar un pase de carga al camión.
- Tiempo de ciclo del equipo de acarreo: Este se desglosa en tiempo de maniobras de carga y descarga, tiempo de carga y descarga, tiempo de acarreo y tiempo de retorno.

Para dichos cálculos, los tiempos referentes al ciclo del equipo de carga y los de maniobras para carga y descarga de las unidades de transporte son tomados como base el manual de minería SME (1992). En cuanto al tiempo de acarreo este se determina mediante:

$$Tiempo\ acarreo = \frac{Longitud\ del\ tramo}{Velocidad} \quad (24)$$

k. Criterios medioambientales

En este apartado se mencionan los impactos en el medio ambiente causados por la explotación y las medidas propuestas para prevenir, mitigar y corregir dichos impactos durante el desarrollo y el final de explotación.

CAPÍTULO IV

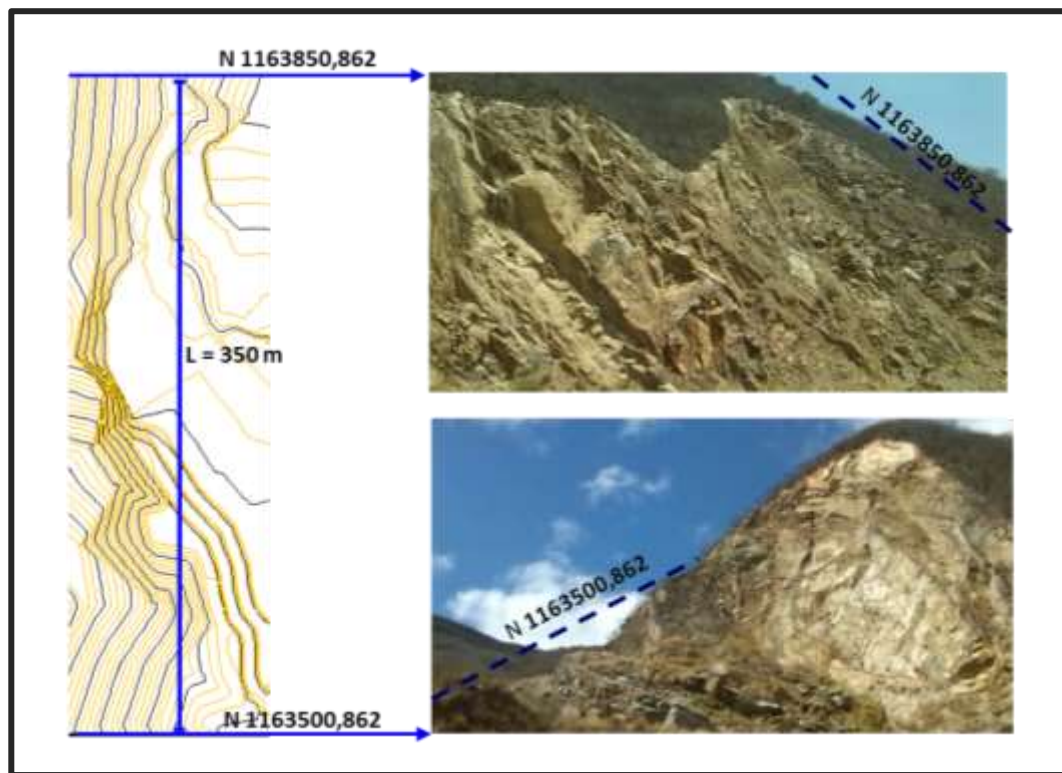
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. ETAPA DE CAMPO, ABRIL DE 2016

Con la perspectiva de efectuar un diagnóstico inicial de las condiciones de Frente 04 para desarrollar la etapa de planificación, se procede a un trabajo de campo en el mes de abril de 2016 donde se describen aspectos geométricos y estructurales del yacimiento y las condiciones de las vías de acceso.

4.1.1. Delimitación del recurso geológico-minero en superficie

Los recursos de Frente 04, han sido delimitados en función de los linderos de explotación, la topografía y mediciones obradas en campo. En el Frente 04, el cuerpo mineral consta de una secuencia de esquistos y mármoles que se manifiestan de forma continua a lo largo del lindero de la concesión minera (Figura 4.1). Esta secuencia mide en total 350 m de largo.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.1. Manifestación del cuerpo mineralizado a lo largo del lindero de la concesión minera

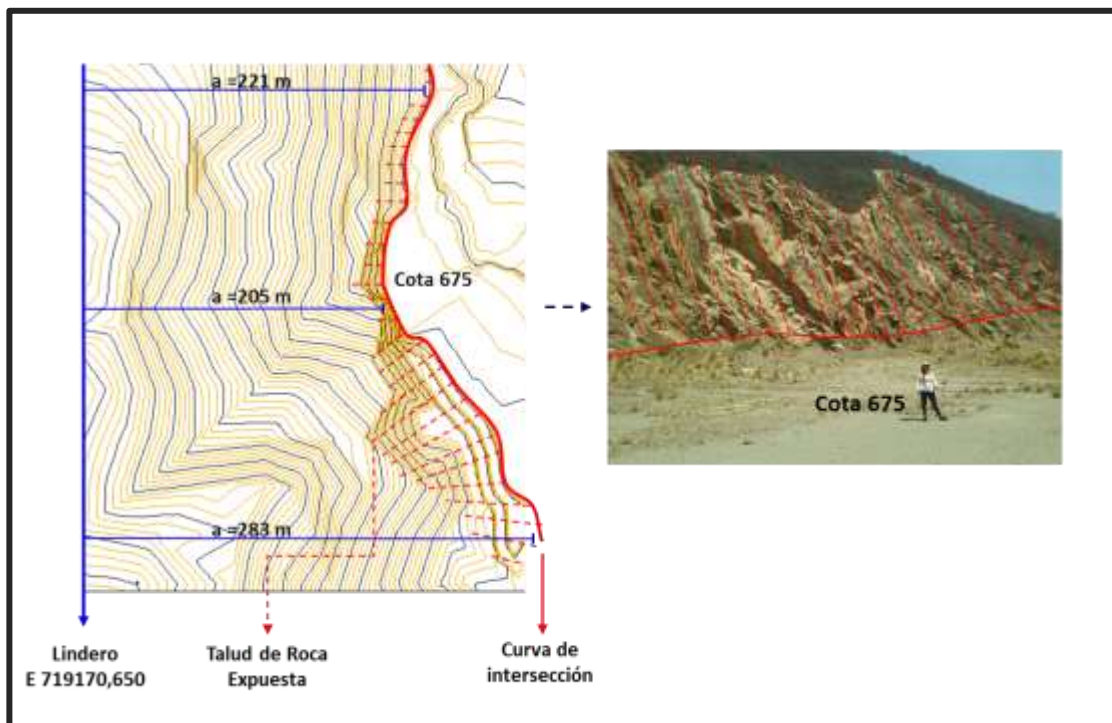
El bloque que abarca el recursos geológico-minero queda acotado por el nivel 675 como fondo de la explotación, debido a que hasta esta cota la geología de superficie evidencia las condiciones del cuerpo mineralizado y además no se cuentan con sondeos exploratorios que permitan determinar el nivel freático ni la continuidad de las capas (Figura 4.2). Anudado a ello, una explotación más profunda implica un impacto ambiental más severo ya que demanda la apertura de una “fosa abierta”.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.2. Manifestación del recurso geológico-minero hasta la cota 675

La anchura del bloque geológico-minero es variable: se establece en función de la distancia medida en sentido EW, desde el lindero de la concesión minera hasta la curva de intersección del talud de roca expuesta con la cota 675 (Figura 4.3). El trazado de esta curva en el mapa topográfico se efectúa mediante puntos tomados con el GPS. El ancho del bloque va desde los 205 m en la parte central del área y aumenta hasta los 221 m hacia el Norte y hasta 283 m hacia el Sur, siendo esta última la anchura máxima.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.3. Variación del ancho del bloque del recursos geológico-minero, delimitado por el levantamiento de superficie

La cota superior del recursos geológico-minero queda establecida en función de la topografía: Al Sur del área la cota más alta es 840 m y va en descenso hacia el Norte hasta los 805 m (Véase Anexo N°1).

Cabe destacar que para cálculo del volumen del bloque delimitado, se debe sustraer la profundidad del material estéril que como se menciona en el Capítulo I, está compuesto por la cobertura vegetal y suelos residuales que en conjunto alcanzan aproximadamente 2 m de espesor únicamente en la cresta de la ladera. En el resto del área, la roca sana se encuentra prácticamente expuesta a la superficie arropada por una cobertura vegetal mínima (Ver Figura 1.7: Perfil de meteorización típico de Frente 04). Una observación de campo que evidencia dicha afirmación, es la escasa vegetación existente en el terreno y el espesor del suelo vegetal, cuya medición de campo arroja un valor medio de 2 cm (Figura 4.4)



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.4. Espesor del suelo vegetal y densidad de la vegetación

4.1.2. Descripción general del afloramiento

En el afloramiento de Frente 04 se presenta una secuencia de rocas metamórficas conformada principalmente por dos tipos litológicos: mármol y esquistos calcáreo-cuarzo-micáceos con capas que varían entre los 2 y 20 m de espesor. La orientación general del afloramiento es NW hacia Sur de la secuencia y NE hacia el Norte, con un ángulo de cara libre de 70°.

Otras características geológicas descritas en campo fueron: la orientación y estado de las discontinuidades, intensidad del fracturamiento, grado de meteorización y condiciones hidrogeológicas. En cuanto a la resistencia de la roca, esta fue determinada mediante ensayos previos a la presente investigación (Véase Tabla 2) y de acuerdo con los resultados obtenidos, la roca se clasifica según la tabla de índices de campo para roca del ISRM (1981) como una roca que va de “dura a muy dura”.

a. Discontinuidades

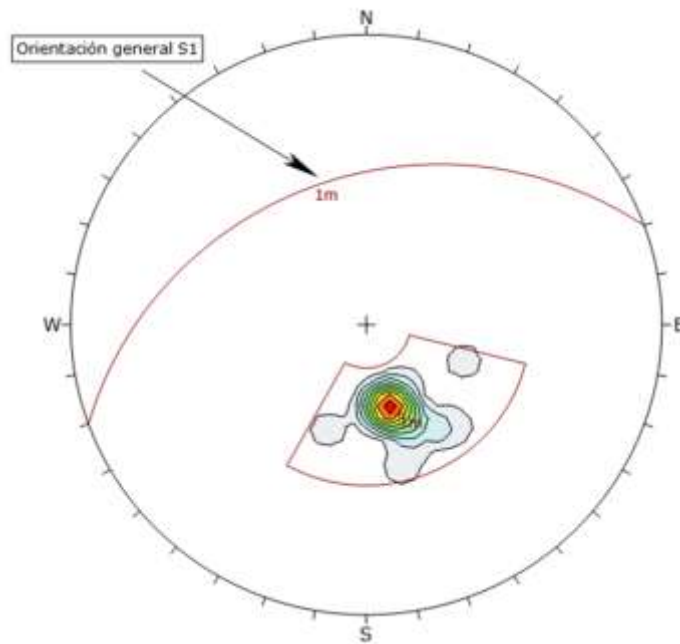
En el afloramiento se identifican tres sistemas de discontinuidades, tal como se indica en la Figura 4.5:



Fuente: Elaboración propia

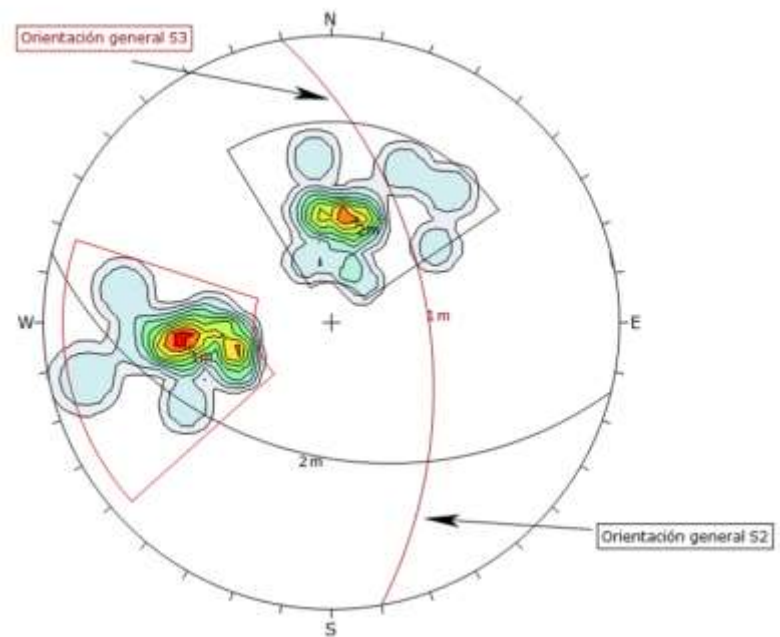
Figura 4.5. Sistemas de discontinuidades en Frente 04

El sistema 1 consiste en los planos de foliación, mientras que los sistemas 2 y 3 son las familias de diaclasas. De las mediciones ejecutadas en campo (Anexo N°2) se determina por medio de un estudio de tendencia de discontinuidades en roca, las orientaciones promedio de los planos de foliación y diaclasa (Ver Figura 4.6 y 4.7). Los valores de rumbo y buzamiento obtenidos se muestran en la Tabla 6.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.6. Concentración de polos y orientación general de los planos de foliación en Frente 04 para 15 mediciones



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.7. Concentración de polos y orientación general de los planos de diagenesis en Frente 04 para 25 mediciones

Tabla 6. Rumbo y buzamiento general de las discontinuidades de Frente 04

Sistema	Tipo	Rumbo	Buzamiento
S1	Foliación	N70E	37N
S2	Diaclasa	N77W	40S
S3	Diaclasa	N10W	54N

Fuente: Elaboración propia

Las familias de discontinuidades presentes en el afloramiento son ortogonales entre sí, por lo cual se genera la geometría de paralelepípedos en los bloques de rocas. Las mismas suelen ser planas-rugosas con aberturas menores a 1 mm sin relleno de sus cavidades. El espaciamiento medio de cada familia de discontinuidades en el afloramiento se encuentra reflejado en la Tabla 7:

Tabla 7. Espaciamiento de las discontinuidades de Frente 04

Sistema	Tipo	Espaciado (m)
S1	Foliación	0,9
S2	Diaclasa	0,4
S3	Diaclasa	0,6

Fuente: Elaboración propia

b. Intensidad de fracturación

El grado de fracturamiento del macizo se clasifica en función del parámetro J_v , que representa el número de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen ($1m^3$) del macizo. Se calcula mediante la ecuación empírica de Palmstrom (1975):

$$J_v = \sum_{i=1}^n \frac{J_i}{L_i}$$

Dónde: - n Número de familia de discontinuidades

- J_i Número de discontinuidades de la familia i

- L_i Longitud media

El cálculo del parámetro J_v para tres familias de discontinuidades que se presentan en el macizo es el siguiente:

$$J_v = \frac{14}{10 \text{ m}} + \frac{27}{10 \text{ m}} + \frac{16}{6 \text{ m}}$$

$$J_v = 6,7 \frac{d}{m^3}$$

De acuerdo con este resultado, el grado de fracturación del macizo según el ISRM (1981) es “moderadamente fracturado” con “bloques de tamaño mediano”.

c. Grado de meteorización

Según la tabla de clasificación del macizo rocoso por el grado de meteorización del ISRM (1981), este se describe como “ligeramente meteorizado” ya que tanto la matriz rocosa como las discontinuidades presenta decoloración. El color meteorizado va de marrón claro a rojizo.

d. Hidrogeología

Se observa un comportamiento seco. No se distingue humedad alguna al pie del talud de roca expuesta (cota 675) y tampoco en las discontinuidades.

4.1.3. Condiciones de la vía de acceso a Frente 04

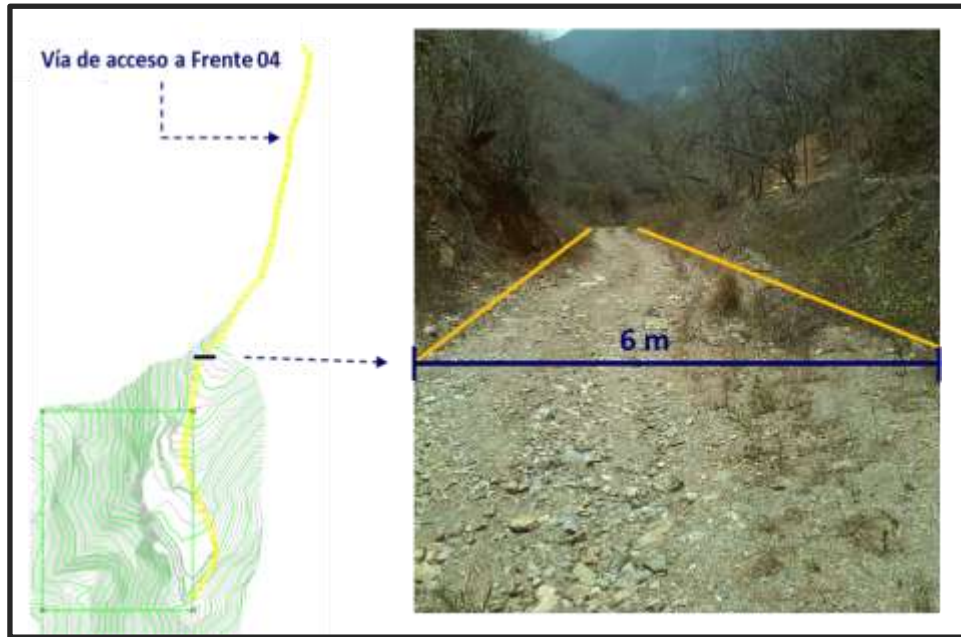
La vía para ingresar a Frente 04, está conformada por un tramo que se conecta con la vía principal de la Cantera Carayaca a solo unos pocos metros (cerca de 50 m) de la entrada a la misma. En la Figura 4.8 se observa esta vialidad resaltada en color verde. También se muestra el área donde la Gerencia de Planificación de la Cantera Carayaca ha dispuesto ubicar la planta de beneficio mineral.



Fuente: Modificado de Google Earth (2016)

Figura 4.8. Vía de acceso a Frente 04

La vía de Frente 04 ha sido levantada en su totalidad mediante el GPS (Figura 4.9): la longitud del tramo es de 1 km y mantiene una pendiente de 10%. El ancho de la vía es de 6 m. Se halla deteriorada debido a su desuso: se mantienen fragmentos de roca y escombros a lo largo su eje.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.9. Vista de planta y fotografía de la vía de acceso a Frente 04

4.2. SELECCIÓN DE EQUIPOS DE CARGA Y ACARREO

Los criterios fundamentales empleados para seleccionar los equipos acordes para las operaciones de carga y acarreo en Frente 04 son la producción requerida y el espacio de trabajo.

4.2.1. Producción horaria

La demanda anual requerida por la planta de tratamiento, valorada por la Cantera Carayaca se ubica en el orden de 110.000 m³. Por tanto se ha estimado la producción horaria a razón de 65 m³/h, utilizando la ecuación N°4 y los datos de producción anual, días trabajados, horas por turno y eficiencia operativa, como se muestra en la Tabla 8. La eficiencia operativa fue tomada de la tabla del I.T.G.E (1995) para condiciones de trabajo y eficiencia organizativa “Buena” (Véase Anexo N°4).

Tabla 8. Determinación de la producción horaria

Datos Operativos	
Producción anual requerida	110.000 m ³
Días Trabajados	±264
Horas Turno	8,0
Eficiencia (I.T.G.E.,1995)	0,8
Horas Efectivas	6,4
Producción Horaria = 65 m ³ /h	

Fuente: Elaboración propia

4.2.2. Selección del equipo de carga

Utilizando ecuación N°5, con los datos de producción horaria y el tiempo promedio de un ciclo de carga se estipula que la capacidad de carga requerida por ciclo es de 1,41 m³, como se observa en la Tabla 9.

Tabla 9. Determinación de la capacidad de carga requerida por ciclo

Datos Operativos	
Producción horaria	65 m ³ /h
Tiempo de ciclo de carga (I.T.G.E.,1995)	1 min
Eficiencia (I.T.G.E.,1995)	0,8
Ciclos/hora	48
Capacidad de carga/ciclo = 1,4 m ³	

Fuente: Elaboración propia

Para cumplir con la capacidad requerida en cada ciclo de carga, se propone valerse de un equipo con una capacidad efectiva de balde >1,4 m³, pudiendo ser una retroexcavadora sobre orugas CAT 349EL o un cargador frontal Liebherr L546. Las especificaciones de capacidad de estos equipos, suministradas por los catálogos de los fabricantes se encuentran en la Tabla 10.

Tabla 10. Capacidad de los equipos propuesto para la operación de carga

Equipo	Capacidad del balde	Factor de llenado	Capacidad efectiva
CAT 349E L	3,10 m ³	85%	2,63 m ³
Liebherr L546	2,50 m ³	85%	2,12 m ³

Fuente: Catálogo de los fabricantes Liebherr y Caterpillar

Para iniciar las labores explotación es aconsejable utilizar una retroexcavadora debido que poseen un tiempo de ciclo menos desarrollado que el de un cargador frontal sobre ruedas y requiere por lo tanto, de un menor espacio operativo (Piña, s.f.). Además, una pala sobre orugas es el equipo que ofrece mayor versatilidad para la operación de carga, gracias a su mayor tracción y facilidad de desplazamiento en distintos suelos, así como en diversidad de texturas e inclinaciones (Op. Cit.).

La retroexcavadora también ofrece la ventaja de realizar el escarificado de los frentes de trabajo y reducción de la pila de material suelto producto de la voladura cuando se requiera.

Sin embargo, en atapas más avanzadas de la explotación es conveniente incorporar a la flota un cargador frontal como equipo de apoyo a la retroexcavadora, para acometer el retiro de material suelto que deja caer la pala durante la carga, el cual es potencialmente dañino para los neumáticos de los camiones. Aventajado por su cuerpo articulado y movilidad sobre ruedas, puede llevar a cabo rápidamente esta actividad de modo que no afecte los ciclos de entrada y posicionamiento de los camiones.

4.2.3. Selección del equipo de acarreo

Para la operación de acarreo se seleccionaron camiones articulados por la versatilidad operativa de estos equipos para actuar en espacios reducidos además de ofrecer una amplia gama de capacidades.

Tomando como referencia las especificaciones técnicas de camiones en catálogos de las marcas *Liebherr* y *Caterpillar*, se muestran en la Tabla 11 los equipos para los cuales se obtuvo el menor número de pases de la pala y del cargador utilizando la ecuación N°5.

Tabla 11. Capacidad de los equipos propuestos para la operación de acarreo

Equipo	Capacidad (Ton)	Capacidad al Ras (m3)	N° de pases (retroexcavadora)	N° de pases (cargador)
CAT 725 C	23	11,00	4	5
Liebherr TA 230	30	14,20	5-6	6-7

Fuente: Catálogo de los fabricantes Liebherr y Caterpillar

Realizando una comparación de los equipos de la Tabla 9, se observa que el camión *Liebherr* TA 230 requiere de cinco o seis pases de la retroexcavadora que suman 13,17 m³ y 15,81 m³, respectivamente. En el primer caso (5 pases) el camión se carga al 92% de su capacidad al ras, mientras que en el segundo (6 pases) se sobrepasa la capacidad del camión en un 11%. Por otro lado el camión articulado CAT 725C se llena con cuatro pases de la retroexcavadora equivalentes a 10,6 m³, con lo cual se aprovecha en un 97% la capacidad al Ras del camión. De forma análoga ocurre al cargar estos camiones con el cargador frontal.

Considerando que con un menor número de pases el tiempo de ciclo de carga disminuye, por lo cual la combinación «pala-camión» es mucho más eficiente, se toma como la mejor opción entre los equipos de la Tabla 9 para la operación de acarreo, el camión articulado CAT 725C.

Cabe destacar que la razón por la cual se toman como referencia los equipos de las marcas *Liebherr* y *Caterpillar* es debido a que estas son algunas de las mejores fábricas de equipos de minería a nivel mundial y ofrecen una amplia información de sus productos. No obstante, en el mercado existen otras marcas reconocidas como *Komatsu*, *Terex*, *John Deere*, entre otras y menos reconocidas como XCMG, las cuales ofrecen equipos con especificaciones similares a los propuestos.

4.3. DISEÑO GEOMÉTRICO DE LA EXPLOTACIÓN

4.3.1. Parámetros de diseño

Los parámetros del diseño geométrico de la explotación fueron separados en tres grupos: geometría de los bancos, las vías y del *pit* final.

a. Diseño de bancos

En el diseño geométrico de los bancos intervienen los siguientes parámetros: altura de banco, ancho mínimo de trabajo y ángulo de talud de banco.

- Se propone utilizar bancos de 10 m de altura. Esta medida es designada en función del equipo dispuesto realizar la operación de carga: la retroexcavadora CAT 349E L con una altura máxima de excavación de 11,8 m. En tal sentido, este parámetro no representa un problema para el equipo ya que estaría trabajando por debajo del límite de su capacidad. Además, con bancos de 10 m se obtienen las siguientes ventajas:

- Es mucho más práctico para la planificación de minas trabajar con niveles que van de 10 en 10 m.
 - No es una altura excesiva, por lo que se puede implantar un buen control sobre la desviación de los barrenos en la perforación, además de mejores condiciones para la restauración y tratamiento de taludes finales.
 - Con menor altura de banco disminuye el gradiente de explotación y en consecuencia un menor aprovechamiento de los recursos. Con bancos de 10 m de altura el gradiente de explotación es alto.
- Se estipula un ancho mínimo de trabajo de 13,5 m. Este se calcula atendiendo el espacio necesario para que los equipos seleccionados logren proceder las operaciones de carga en condiciones seguras (Ver en Tabla 12).

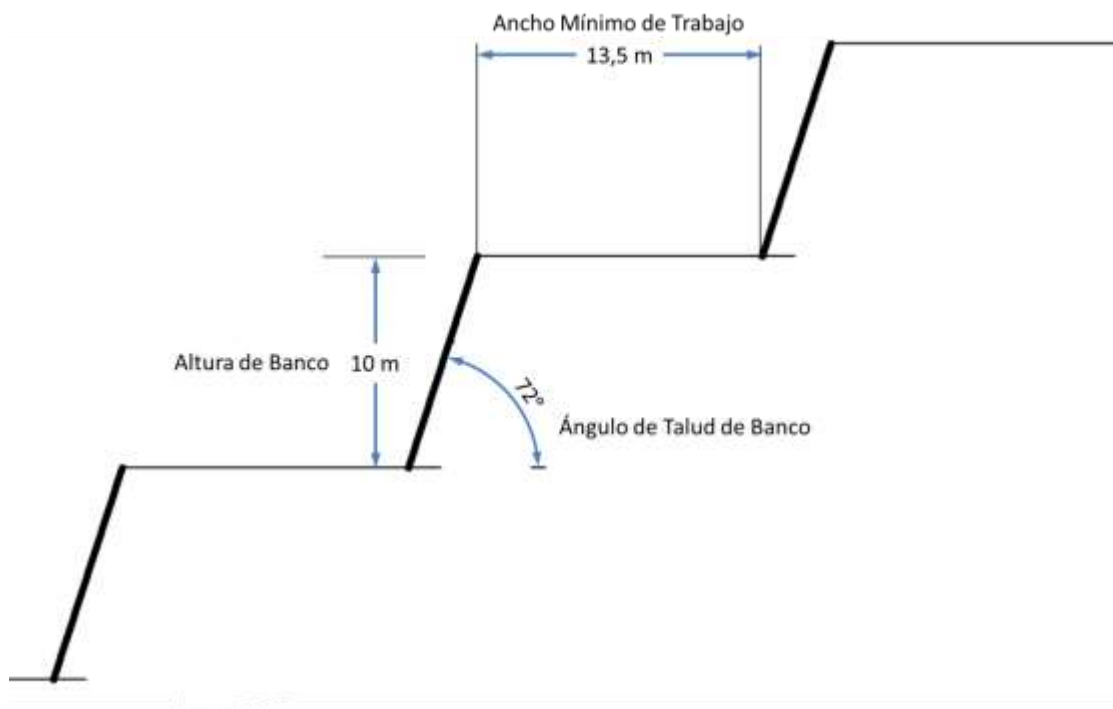
Tabla 12. Determinación del ancho mínimo de trabajo

Datos operativos	
Distancia de seguridad hacia el talud	1,5 m
Radio de giro de la retroexcavadora CAT 349E L	3,8 m
Distancia de seguridad entre equipos	0,5 m
Ancho del camión CAT 725C	3,7 m
Distancia de seguridad hacia la cresta	1,5 m
Ancho mínimo de trabajo = 14,8 m	

Fuente: Elaboración propia

- El ángulo de talud de banco, se instituye de acuerdo a la relación para rocas duras como el mármol y los esquistos calcáreos (como fue clasificada la roca anteriormente) de 1:3 según la tabla de Howars L. Blartman (Anexo N°4). con respecto a esta relación, el ángulo de banco debe ser de 72°. Este ángulo coincide con el ángulo de cara libre del talud de roca expuesta que se tiene en la actualidad, el cual posee una altura de 30 m y según lo observado en campo este se mantiene estable. Por tanto se discurre, sin haber otro argumento en contra que este ángulo es favorable para la estabilidad de los taludes.

Con estos parámetros ya seleccionados (altura de banco, ancho mínimo de trabajo y ángulo de talud de banco), se define el diseño geométrico de los bancos operativos mostrado en la Figura 4.10.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.10. Diseño geométrico de los bancos operativos

b. .Diseño de vías

El diseño geométrico de la sección transversal de las vialidades queda fijado por los siguientes parámetros:

- El ancho de las vías se estima conforme a las dimensiones del equipo seleccionado para la operación de acarreo y las distancias de seguridad. Para el caso del camión articulado CAT 725C con un ancho de 3,7 m se fijó una distancia de seguridad de 1,5 m y una berma de contención de 0,6 de alto por 0,6 m de ancho (la mitad de la altura de las llantas). Por otro lado, las zanjas mantienen un ancho de 0,5 m por 0,5 de profundidad ya que estos parámetros se han utilizado en la cantera con buenos resultados. Considerando estos datos, para vialidades simples y doble vía se procede a calcular el ancho mínimo el cual resulta en sendos valores: 8,1 m y 13,8 m (Ver en Tabla 13).

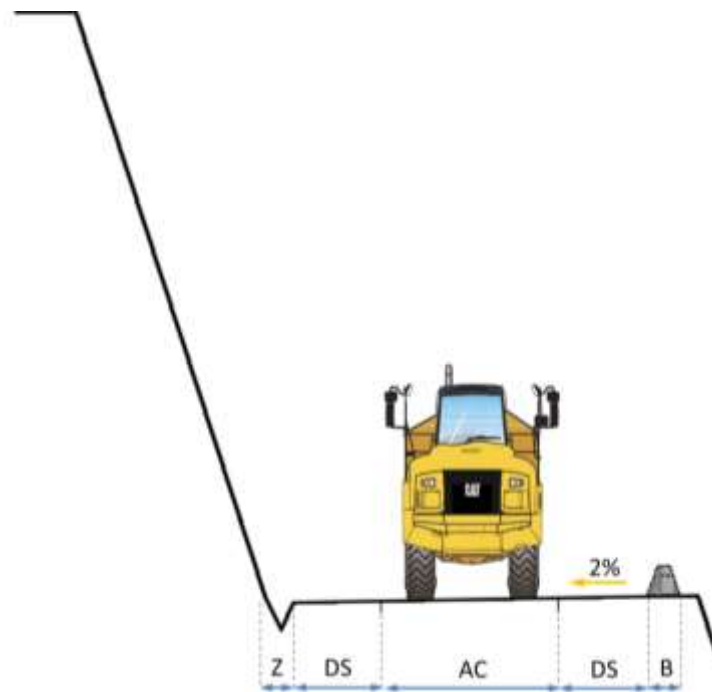
Tabla 13. Determinación del ancho de las vialidades

Datos Operativos	
Ancho del camión CAT 725C	3 m
Zanja	0,5 m
Berma	0,6 m
Distancia de Seguridad	1,5 m
Ancho mínimo de vialidades	Vía simple= 7,7 m
	Doble vía =12,2 m

Fuente: Elaboración propia

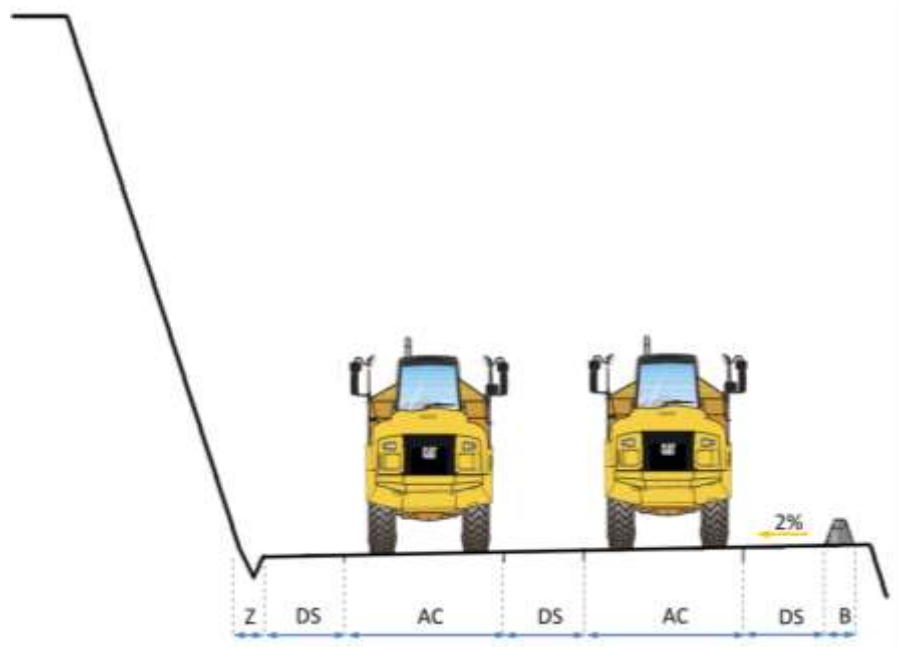
- En la sección transversal de cada vía se mantendrá una pendiente de 2% para canalizar las aguas hacia la zanja de drenaje.

Bajo estos criterios, se define el diseño de la sección transversal para vías simples (Figura 4.11) y doble vía (Figura 4.12).



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.11. Sección transversal del diseño de vialidades simples



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.12. Sección transversal del diseño de vialidades dobles

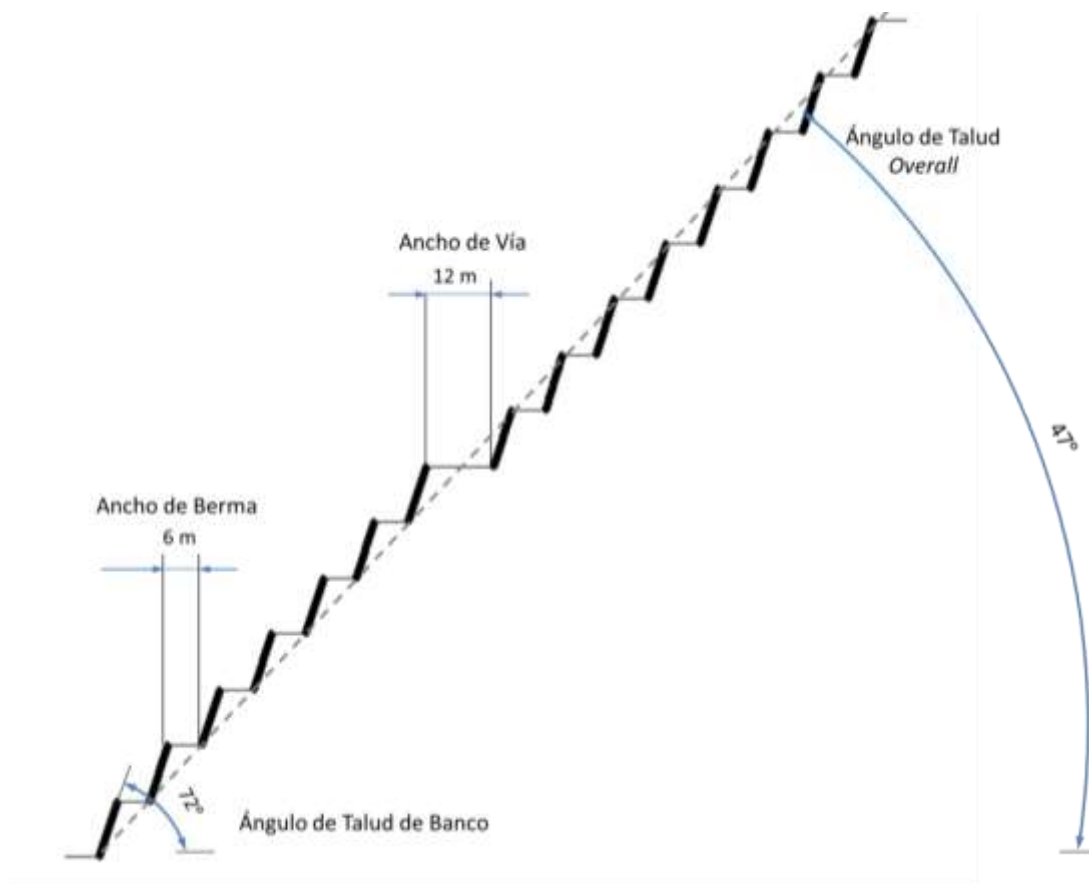
Otro parámetro importante en el diseño de la vialidad es la pendiente. Se propone se conserve un rango de pendiente entre 10 y 12%, tomando en cuenta que esta es la pendiente determinada para la vía de acceso a Frente 04 en la etapa de campo.

c. Geometría del *pit* final

La geometría en la final de la explotación está condicionada por: el ancho de las bermas de seguridad y el ángulo del talud de banco.

- Para las bermas de seguridad se emplea el criterio de Ritchie (1963) modificado por Evans y Call (1992) citado en el Capítulo 2 (Ecuación N°2). Según este criterio para bancos de 10 m la berma de seguridad recomendada es de 6 m. Esta berma es bastante amplia, lo que permitirá consumir futuras actividades de recuperación ambiental en el límite de explotación de cada nivel y además es un factor que contribuye al aumento de la estabilidad de la pared final.
- Se selecciona un talud de banco de 72°, el cual coincide con el talud de banco empleado durante el avance de la explotación.

Con una altura de banco de 10 m, berma de 6 m y talud de banco de 72°, se tiene un ángulo de talud *overall* de 49° (Véase Figura 4.13).



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.13. Diseño geométrico del *pit* final

4.3.2. Análisis de estabilidad

Para realizar el estudio de estabilidad de los taludes, se emplea el criterio de zonificar el área de Frente 04, dividiéndola de acuerdo a la orientación de los posibles taludes en el final de la explotación. Para ello se ha generado el modelo de *pit* final y se ha ejecutado la zonificación de este (Ver Anexo N°5).

En la Tabla 14 se tiene el resumen de la orientación de los taludes y el nombre de cada zona: Se emplea la nomenclatura N para los taludes en el norte, C en la zona central y S en la zona sur.

Tabla 14. Zonificación del *pit final* propuesto para Frente 04

Zona	Orientación de los taludes
S1	E-W72N
S2	N18E72S
S3	N56W72N
C	N-S72E
N	N35E72S

Fuente: Elaboración propia

A continuación se presentan los resultados obtenidos en el análisis de las condiciones de rotura y el cálculo de factor de seguridad para cada una de las zonas. Se emplean los valores de cohesión y fricción dados en el estudio de propiedades de la roca que se encuentra en el Capítulo 1:

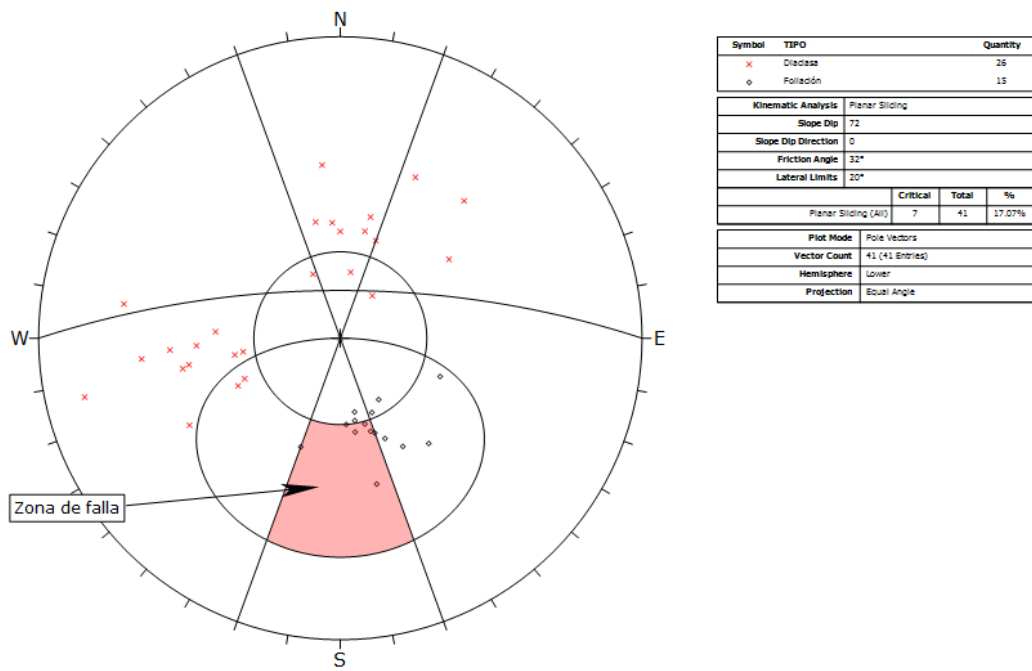
$$\phi=32^{\circ}$$

$$C= 4 \text{ T/m}^2$$

a. Estudio de falla planar

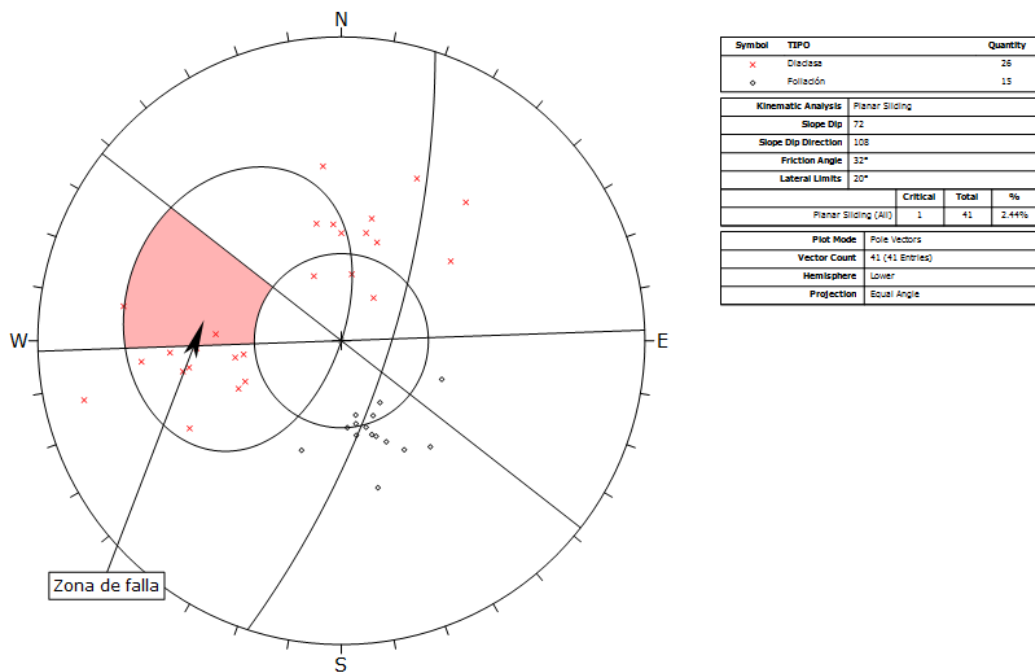
Para el análisis de las condiciones de rotura por falla planar en el programa *DIPS*®, se grafican los polos de las discontinuidades medidas en campo y se introduce el valor de la fricción, la orientación y el buzamiento del talud. De esta manera el *software* genera la “zona de falla”: Los polos ubicados dentro de esta zona, representan aquellas discontinuidades que cumplen las condiciones de rotura.

En las figuras 4.14, 4.15 y 4.16 se muestran los estudios falla planar para la zona S1, S2 y C, respectivamente, en las cuales existen superficies potenciales de rotura planar. En las zonas S3 y N, el estudio devela que no existe la posibilidad de que ocurra falla planar en ninguna de las superficies (Ver análisis en Anexo N°6).



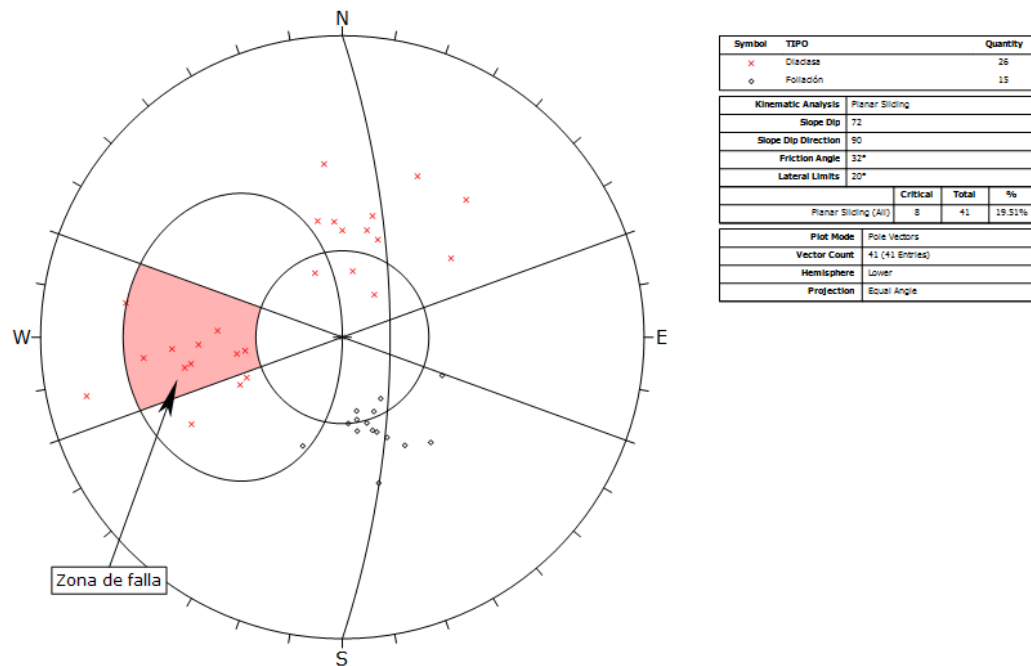
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.14. Estudio de falla planar en zona S1



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.15. Estudio de falla planar en zona S2



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.16. Estudio de falla planar en zona C

De acuerdo a los gráficos, se presentan los siguientes planos potenciales de rotura:

- Zona S1: Falla planar controlada por planos de foliación con orientación general: N71E34N
- Zona S2: Falla planar controlada por planos de diaclasa con orientación N3E43S.
- Zona C: Falla planar controlada por planos de diaclasa con orientación N6W51N.

b. Estudio de falla por cuña

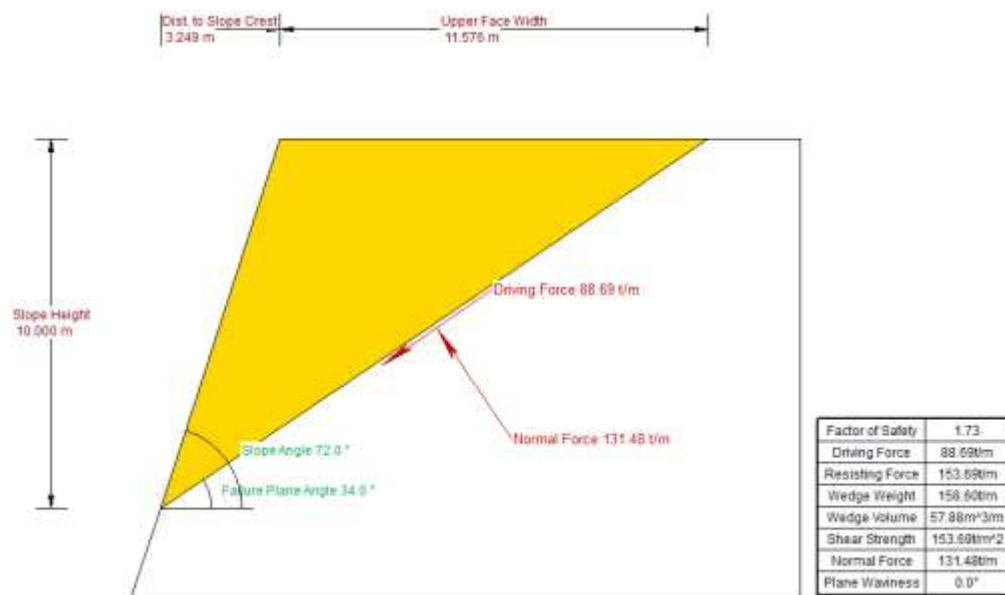
En el caso de las fallas por cuña, se grafican los planos de las principales familias de discontinuidades en el programa DIPS®, se introduce el ángulo de fricción, la orientación y el buzamiento del talud, con lo cual el software genera la “zona de falla”, e indica si alguna de las intersecciones entre las familias de discontinuidad se encuentra dentro de esta. Este estudio ha develado, que no existe posibilidad de rotura por cuña para ninguno de los taludes de la explotación (Ver gráficos en Anexo N°6).

c. Estudio de falla por volcamiento

El estudio de falla por volcamiento no ha sido realizado, debido a que el afloramiento no se presenta discontinuidades con buzamiento “alto”, por lo cual no se cumple con una de las condiciones de rotura, y se descarta la posibilidad cinemática de este tipo de falla.

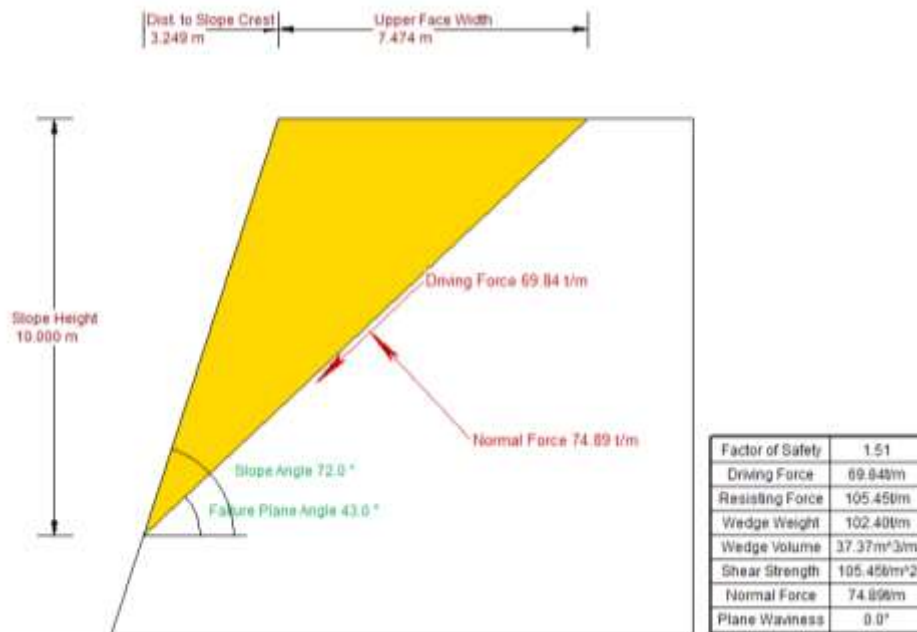
d. Factor de seguridad

De forma analítica, se estudia la estabilidad de los taludes mediante la obtención del factor de seguridad. Son analizados los casos de falla planar mencionados anteriormente, mediante el programa *Rocplane*® en el cual se introduce la geometría del talud, el buzamiento del plano de falla, peso unitario del material, cohesión, fricción, condiciones hidrogeológicas y la magnitud de fuerzas externas (Para este caso no aplica). Con ello el *software* determina el factor de seguridad. En las figuras 4.17, 4.18 y 4.19 se muestra la configuración del talud y los resultados de dicho análisis. Estos resultados se muestran de forma resumida en la Tabla 15.



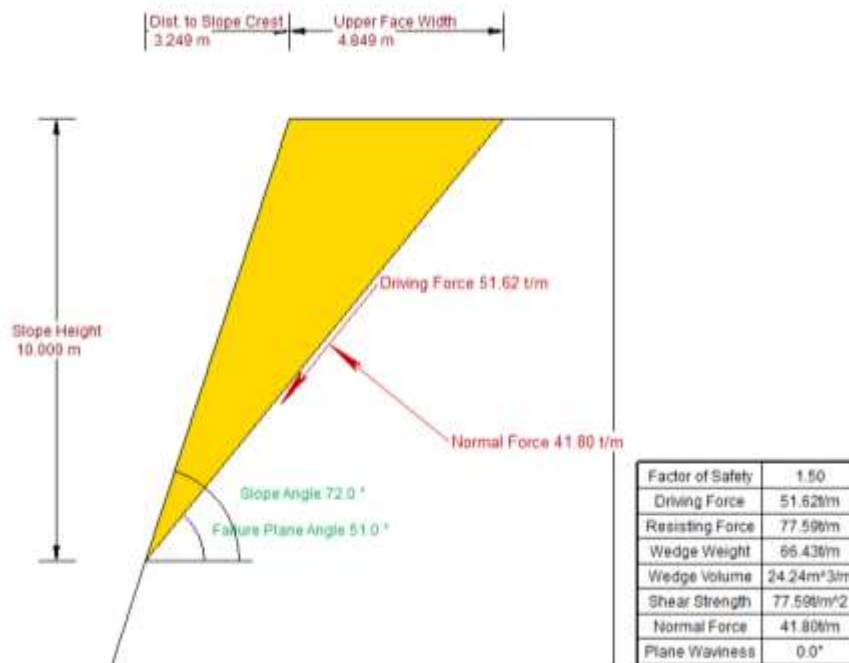
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.17. Resultados del cálculo del factor de seguridad para la zona S1



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.18. Resultados del cálculo del factor de seguridad para la zona S2



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.19. Resultados del cálculo del factor de seguridad para la zona C

Tabla 15. Resultados del factor de seguridad para falla planar

Zona	FS	Fuerza Resistente T/m ²	Fuerza Actuante T/m ²
S1	1,73	196,17	113,20
S2	1,49	111,51	74,84
C	1,50	85,33	56,77

Fuente: Elaboración propia

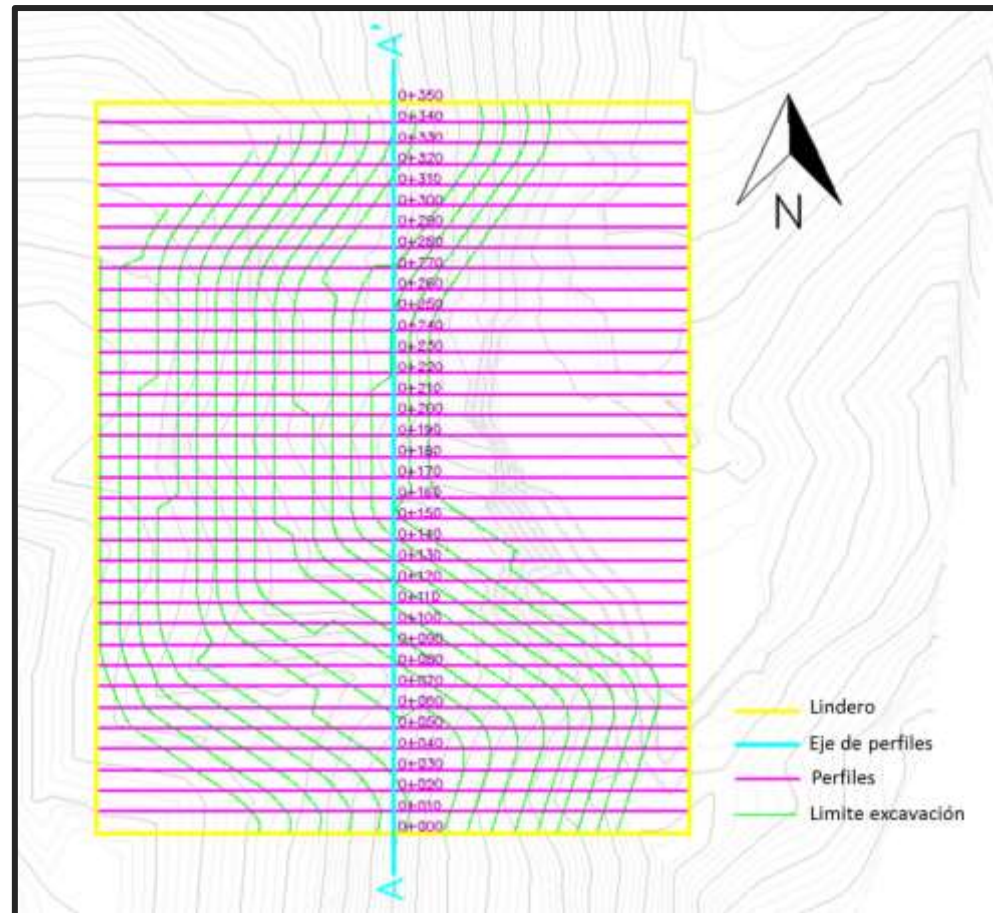
Los factores de seguridad para falla planar se encuentran entre 1,73 y 1,50 indicando así que no puede ocurrir ningún tipo de deslizamiento. Por lo cual, se concluye que el diseño propuesto para llevar a cabo la explotación es estable.

4.4. MATERIAL APROVECHABLE EN FRENTE 04

En la etapa de campo se definen el recurso geológico-minero de Frente 04 en un bloque delimitado por el fondo de la explotación en la cota 675, la topografía y el lindero de la concesión minera. El material aprovechable, corresponde a la porción de los recursos destinado a su extracción considerando el límite de excavación o *pit* final.

Para esta investigación, el límite de excavación queda establecido por tres puntos: el lindero de la concesión minera, ángulos y orientaciones de los taludes estables y el fondo de explotación. Por lo cual el *pit* final mantiene la configuración de la fosa en la cual se ha realizado previamente el análisis de estabilidad (Anexo N°5).

Una vez fijado el límite de excavación, se desarrolla el cálculo de material aprovechable con el método de las “Secciones Verticales”: En el mapa topográfico de Frente 04 por medio un programa de dibujo asistido, se genera el eje de los perfiles AA’ con orientación NS ya que en este sentido se abarca la mayor área posible del yacimiento. Perpendicular a este eje se trazaron 35 secciones separadas 10 m entre sí, desde la progresiva 0+000 hasta la 0+350. Estas secciones están delimitadas por el lindero de la concesión minera como se puede observar en la Figura 4.20.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.20 Mapa topográfico de Frente 04 donde se muestran las 35 secciones verticales delimitadas por la concesión minera.

En la Figura 4.21 se muestra como ejemplo de los perfiles realizados, la sección 0+270: el área A_i , demarcada por la superficie del terreno y el límite de excavación representa el total de material que será removido con la explotación, incluyendo el estéril.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.21. Sección 0+270 en dirección EW donde se muestra la superficie del terreno y el límite de excavación

Se emplea la ecuación N°7 para determinar el volumen del bloque generado en cada sección. La sumatoria de estos volúmenes es un total de 2.451.845,17 m³ en banco. Efectuando la resta del de material estéril correspondiente al espesor del suelo residual que en total son 182.505,65 m³, se tiene en total un volumen de material aprovechable de 2.269.339,52 m³.

Para clasificar el material el material aprovechable obtenido en Frente 04, se recurre a la Clasificación Marco de las Naciones Unidas para la energía fósil y los recursos y reservas minerales, 2009 (CMNU 2009) [Capítulo 2]. Conforme a ello, las categorías y subcategorías elegidas para cada uno de los criterios son:

- Viabilidad económica y social (E): Se elige la categoría E2, ya que no se ha confirmado que la extracción sea económicamente viable, pero la gerencia de planificación de la Cantera Carayaca tiene perspectivas razonables de la viabilidad económica de la extracción y venta en el futuro previsible.
- Viabilidad de proyectos sobre el terreno (F): Es seleccionada la categoría F2 y la subcategoría 2.1, debido a que se están ejecutando actividades del proyecto para justificar la explotación en el futuro previsible.
- Conocimiento geológico (G): Se tienen las categorías G2 y G3 ya que el volumen de material aprovechable de Frente 04 es estimado con un nivel de confianza de moderado a bajo, ya que a pesar de que el yacimiento se manifiesta superficialmente en un área extensa, no se cuentan con sondeos exploratorios que permitan corroborar la continuidad lateral y la distribución de la capa de estéril.

Según la combinación de categorías y subcategorías seleccionadas, se define la clase y la subclase del proyecto. En la tabla 15 se muestra como se clasifica el material aprovechable de Frente 04 bajo estos criterios.

Tabla 16. Clasificación del proyecto y del material aprovechable de Frente 04

Clase	Subclase	Clasificación del Material
Proyectos con Potencial Comercial.	Pendiente de Desarrollo.	Cantidades con posible recuperación en el futuro mediante proyectos de explotación u operaciones mineras condicionales.
Se han determinado cantidades que muestran perspectivas razonables para una extracción pero cuya viabilidad técnica o económica aún no se ha confirmado.	Se están realizando estudios para poner en marcha la explotación.	

Fuente: Basado en Grafico de CMNU (2009)

4.5. PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO

4.5.1. Vida útil

Se estima una vida útil de 20 años y 34 semanas para efectuar la extracción de material aprovechable en Frente 04. Es importante destacar que esta cifra no considera el tiempo necesario para remover los volúmenes de estéril, preparar el terreno, apertura de las vías, entre otras acciones que se deban realizar para dar inicio a la explotación.

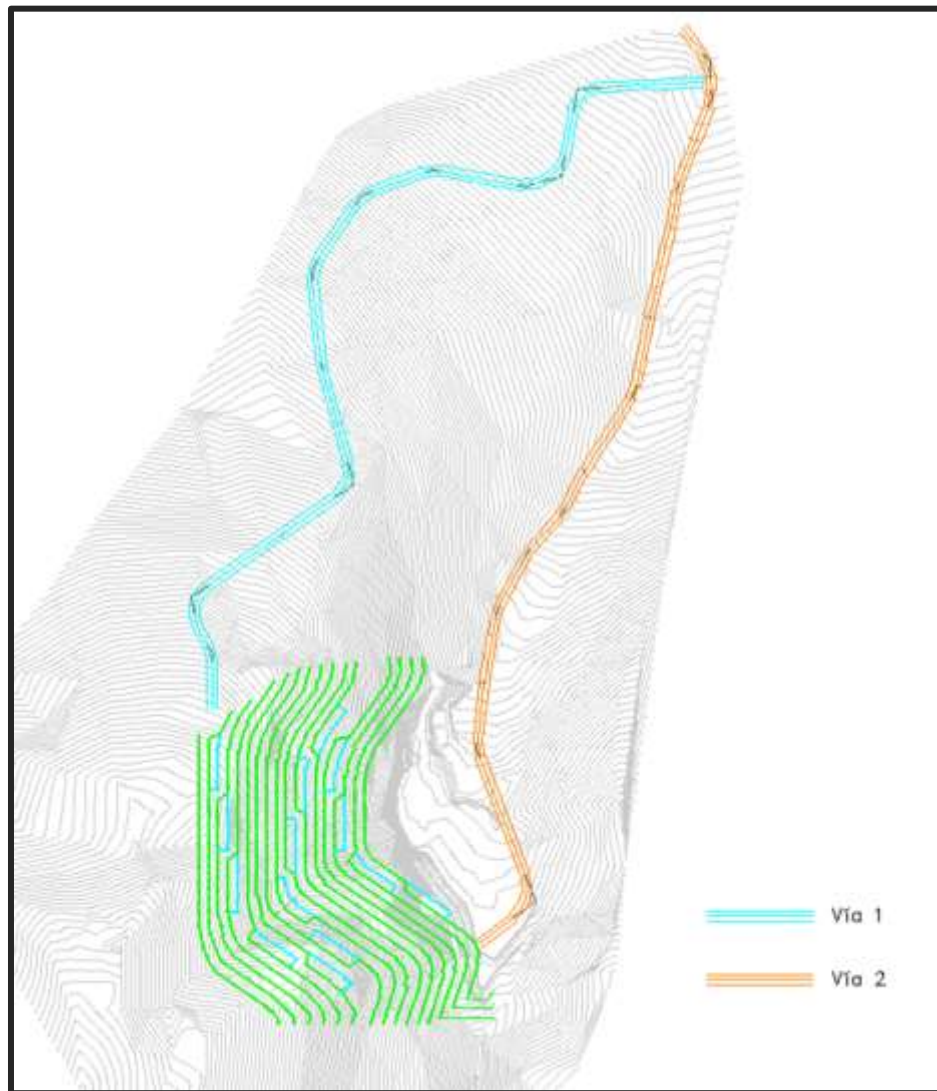
4.5.2. Secuencia de explotación

Se propone desarrollar una explotación de tipo *Open Cut*, cumpliendo banqueo descendente desde la cota 815 hasta la 675. Como el área donde se ubica el yacimiento presenta una topografía abrupta y un espacio considerablemente reducido, es pertinente llevar a cabo en el inicio de la explotación de cada nivel, las labores de perforación y voladura y empujar el material volado mediante un tractor de orugas hacia la cota 675 donde se encuentra un espacio adecuado para la carga de camiones. Se procederá a esta acción, hasta lograr el ancho operativo mínimo en cada nivel.

Dadas las circunstancias, se plantea el diseño de dos vialidades de acceso:

- Vía 1: Apertura de acceso a la cota 815 con 1 Km longitud y pendiente <10 %.
- Vía 2: Acondicionamiento de la vía de acceso a la cota 675, descrita en la etapa de campo. Mide 1 Km, sin embargo el tramo destinado al acarreo únicamente es de 0,82 km. Requiere una ampliación del ancho de vía.

En la Figura 4.22 se observa el trazado de las vialidades programadas, en el mapa topográfico:



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.22. Trazado de vías de acceso

La secuencia de la explotación se ha definido en cinco fases: cada una consta de tres niveles de explotación. A continuación, en las Tablas 17, 18, 19, 20 y 21 se especifican las características operativas de cada fase:

Tabla 17. Características de la Fase I

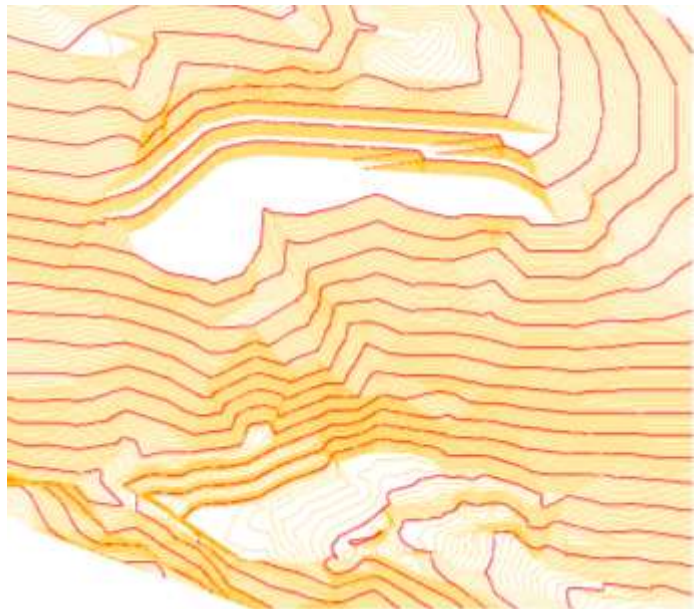
Fase I						Modelo digital	
Cota	Material	Volumen (m³)	Volumen por nivel (m³)	Tiempo (semanas)	Tiempo total (semanas)		
815	estéril	100.533,92	218.123,33	8,88	65,53		
	mineral	117.589,42		56,65			
805	estéril	47.869,17	147.909,66	4,22	52,42		
	mineral	100.040,48		48,20			
795	estéril	34.102,55	157.956,92	3,01	62,68		
	mineral	123.854,36		59,67			
Volumen total de estéril = 182.505,65 m³							
Volumen total de mineral =341.484,26 m³							
Tiempo total de fase = 3 años y 22 semanas							
Vía de acarreo		1 y 2		Actividades:			
Equipos utilizados		-Tractor (<i>T</i>) -Cargador frontal (<i>CF</i>) -Retroexcavadora (<i>R</i>) -Camión (<i>C</i>)		- Desforestación y desmonte de estéril: <i>T</i> - Empuje de material hacia la cota 675 para lograr ancho operativo: <i>T</i> - Carga y acarreo en la cota 675: <i>CF</i> y <i>C</i> - Carga y acarreo en la cota correspondiente a cada nivel: <i>R</i> y <i>C</i> .			

Tabla 18. Características de la Fase II

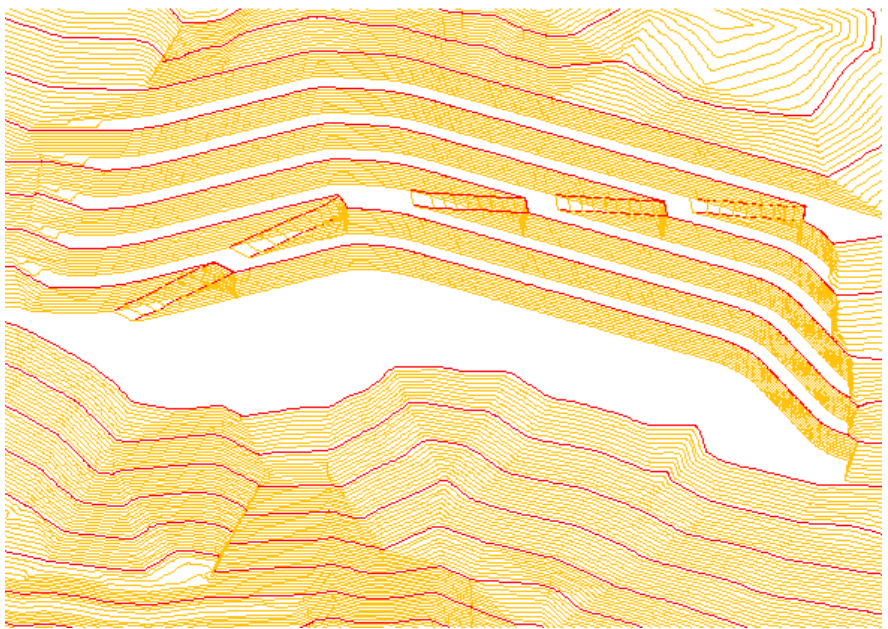
Fase II				Modelo digital
Cota	Material	Volumen por nivel (m³)	Tiempo total (semanas)	
785	mineral	168.014,37	80,95	
775	mineral	175.626,16	84,61	
765	mineral	188.817,33	90,97	
Volumen total de mineral = 532.457,87 m³				
Tiempo total de fase = 4 años y 44 semanas				
Vía de acarreo	1 y 2			Actividades: - Se desarrollan las mismas actividades de la Fase I, a excepción de la desforestación y desmonte de estéril.
Equipos utilizados	-Tractor (T), -Cargador frontal (CF) -Retroexcavadora (R) -Camión (C)			

Tabla 19. Características de la Fase III

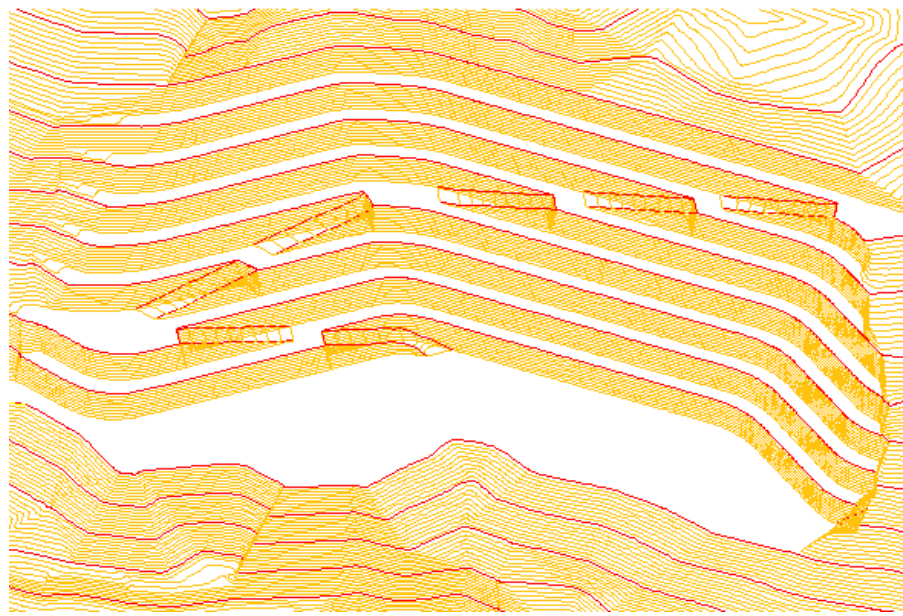
Fase III				Modelo digital
Cota	Material	Volumen por nivel (m³)	Tiempo total (semanas)	
755	mineral	187.704,29	90,44	
745	mineral	188.976,88	91,05	
735	mineral	182706,93	88,03	
Volumen total de mineral =559.388,11 m³				
Tiempo total de fase = 5 años y 5 semanas				
Vía de acarreo	1 y 2		Actividades:	
Equipos utilizados	-Tractor (T), -Cargador frontal (CF) -Retroexcavadora (R) -Camión (C)		- Se desarrollan las actividades de forma análoga en la Fase II.	
			Observaciones: - El tramo de acarreo se torna extenso para que los camiones desarrollen eficientemente el acarreo de material. Este comienza a superar los 1,5 Km.	

Tabla 20. Características de la Fase IV

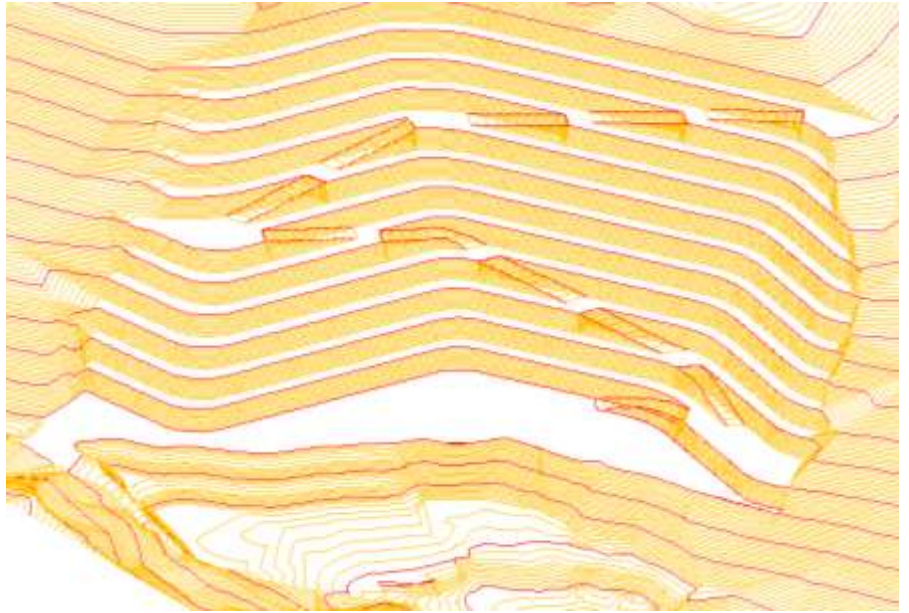
Fase IV				Modelo digital
Cota	Material	Volumen por nivel (m³)	Tiempo total (semanas)	
725	mineral	173.620,26	83,65	
715	mineral	162.655,74	78,37	
705	mineral	145.435,75	70,07	
Volumen total de mineral =481.711,75 m³				
Tiempo total de fase = 4 años y 20 semanas				
Vía de acarreo	2		Actividades:	
Equipos utilizados	-Tractor (<i>T</i>), -Cargador frontal (<i>CF</i>) -Retroexcavadora (<i>R</i>) -Camión (<i>C</i>)		- Empuje de material hacia la cota 675: <i>T</i> - Carga y acarreo en la cota 675: <i>CF</i> y <i>C</i>	
			Observaciones: - A partir de esta fase, se emplea únicamente la vía de acarreo 2 y la carga se realiza en la cota 675, con el propósito de trabajar con el menor tramo de acarreo posible.	

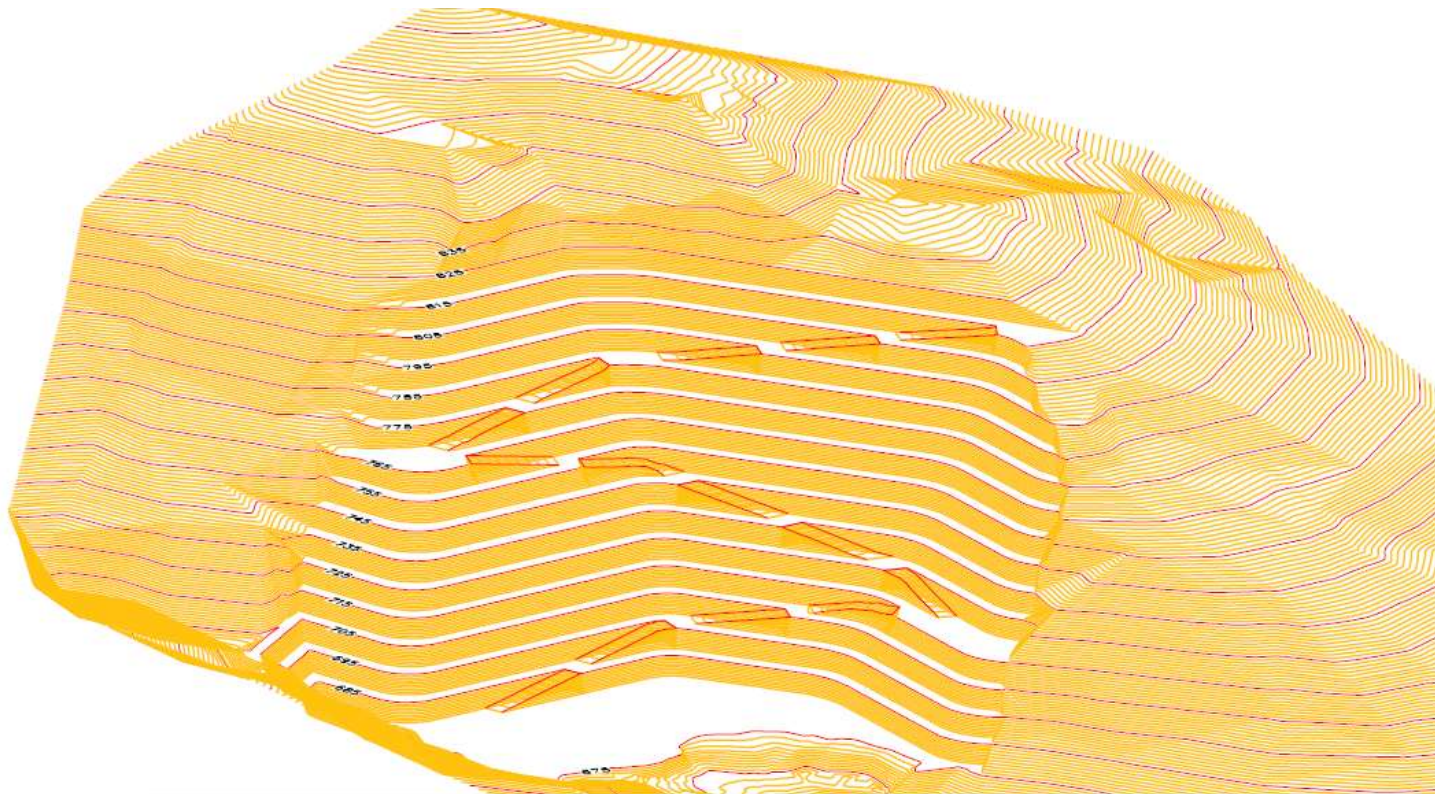
Tabla 21. Características de la Fase V

Fase V				Modelo digital
Cota	Material	Volumen por nivel (m³)	Tiempo total (semanas)	
695	mineral	130.691,21	62,96	
685	mineral	108.498,88	52,27	
675	mineral	115.107,43	55,46	
Volumen total de mineral =354.297,52 m³				
Tiempo total de fase = 3 años y 12 semanas				
Vía de acarreo	2		Actividades:	
Equipos utilizados	-Tractor (T), -Cargador frontal (CF) -Camión (C)		Observaciones:	
			- Se llevan a cabo las mismas actividades de la Fase IV. - En esta última fase se alcanza el límite de la excavación.	

Una vez completadas las cinco fases, se alcanza el límite la excavación final, en un tiempo mínimo de 20 años y 50 semanas que se obtiene de sumar el tiempo necesario para completar cada fase.

4.5.3. Modelo digital 3D a largo plazo

En la Figura 4.23 se muestra el modelo digital en tres dimensiones de la topografía modificada en Frente 04 a largo plazo, generado a partir de la explotación de 2.269.339,52 m³ en banco de material aprovechable:



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.23. Modelo digital de la explotación a largo plazo

4.6. PERFORACIÓN Y VOLADURA

Para efectuar el arranque de material en Frente 04 es necesario llevar a cabo la fragmentación indirecta de la roca. Por tal razón, se ha propuesto un patrón de perforación y voladura con base en cálculos teóricos para rocas con densidad de $2,74 \text{ T/m}^3$ en bancos de 10 m de altura, barrenos inclinados 72° con respecto a la horizontal y un diámetro de perforación de $3 \frac{1}{2}"$ (Diámetro de broca disponible en la cantera). Los explosivos seleccionados para llevar a cabo esta operación, son:

- *Emulsión Senatel Ultrex*, densidad $1,16 \text{ g/cm}^3$, tamaño 65x400 mm como carga de fondo, debido a la alta energía que genera este explosivo para fragmentar la roca.
- Booster Pentex, densidad $1,6 \text{ g/cm}^3$, peso 450 g como iniciador debido a produce una mejor utilización de la energía del explosivo, resultando un incremento de la fragmentación y desplazamiento de la roca. (I.T.G.E. 1994).
- Anfo, densidad $0,83 \text{ g/cm}^3$, como carga de columna debido a que este produce gases de expansión que generan el desplazamiento de la roca.

Con las variables ya establecidas y constantes de altura de banco, inclinación del barreno y diámetro se efectúan los cálculos de los demás parámetros del patrón de perforación, el cual se muestra en la Tabla 22:

Tabla 22. Patrón de Perforación

Parámetro	Valor
Altura de banco (H)	10 m
Inclinación del barreno (α)	72°
Retiro (B)	3 m
Espaciamiento (S)	3 m
Sobreperforación (Sp)	1 m
Longitud de perforación (Lp)	11,5 m

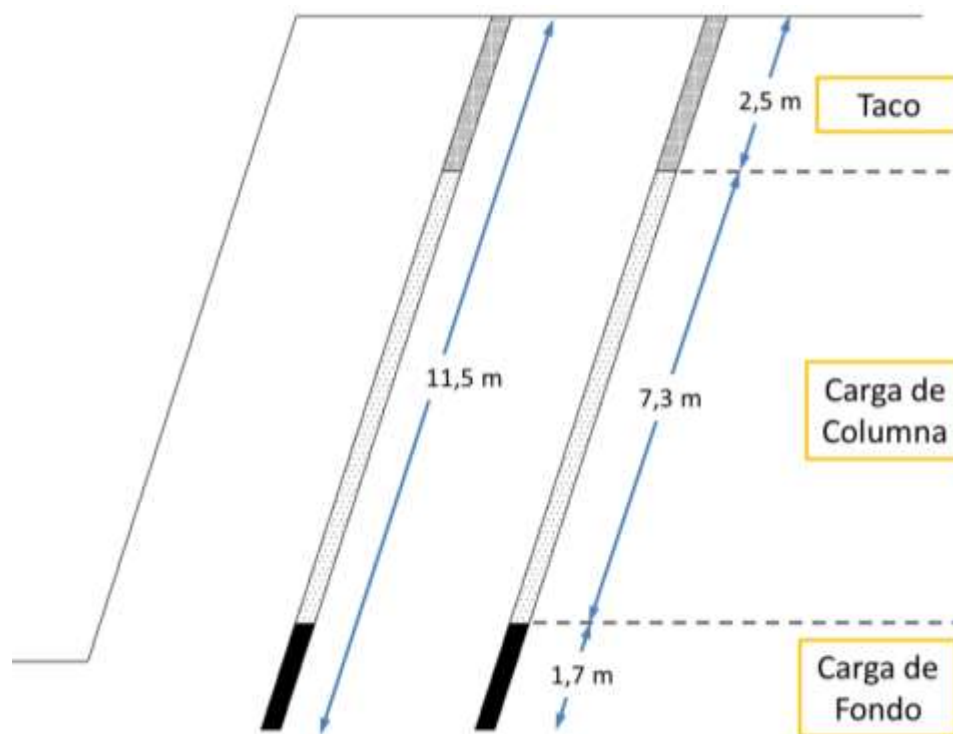
Fuente: Elaboración propia

Los valores obtenidos para la distribución de la carga en barreno mediante las fórmulas de Konya se pueden apreciar en la Tabla 23, y en la Figura 4.24.

Tabla 23. Patrón de carga del barreno

	Parámetro	Valor
Carga Inerte	Taco (T)	2,5 m
Carga Explosiva	Concentración carga de fondo (qf)	7,2 Kg/m
	Altura carga fondo (hf)	1,7 m
	Peso carga de fondo (Qf)	12,24 Kg
	Concentración carga de columna (qc)	4,96 Kg/m
	Altura carga de columna (hc)	7,3 m
	Peso carga de columna (Qc)	36,208 Kg
	Carga Total (Qt)	48,448 Kg
	Factor de Carga Explosiva (Fc)	0,53 Kg/m ³

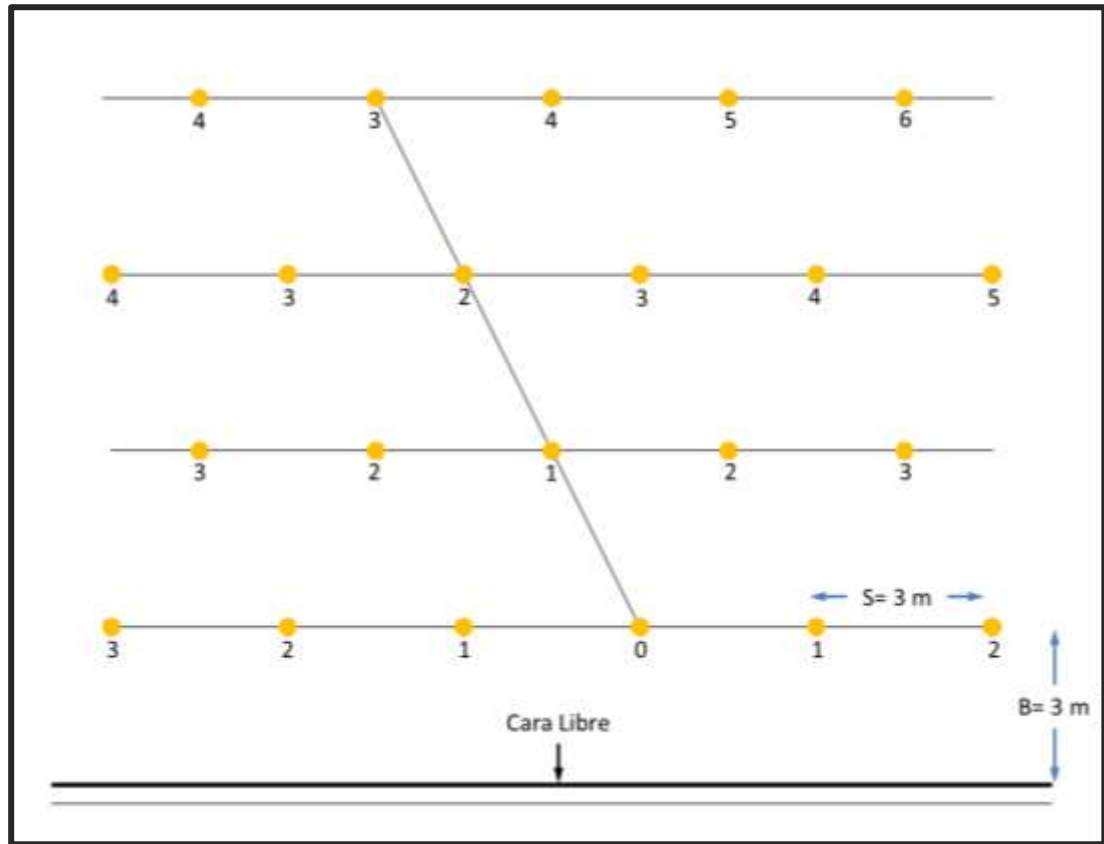
Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.24. Distribución de carga en el barreno

Para el esquema de perforación, es decir la distribución de los barrenos en el terreno, se propone utilizar una malla tresbolillo con la configuración y secuencia de encendido mostrada en la figura 4.25.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.25. Esquema de perforación y secuencia de encendido

El esquema o malla de perforación propuesta, requiere de al menos 5 líneas para lograr el ancho mínimo de trabajo de 14,8 m en la etapa inicial de cada nivel de explotación.

El número de barrenos necesarios para alcanzar una producción anual requerida de 110.000 m³, se estima tomando en cuenta el volumen de cada barreno, el cual viene dado por la expresión:

$$V_{\text{barreno}} = B \times S \times H$$

Realizando el cálculo anterior, se obtiene un volumen de barrenos de 90 m^3 , lo cual indica que se requieren aproximadamente 1.224 barrenos al año, que mensualmente serían 102 barrenos para una producción de $9.180 \text{ m}^3/\text{mes}$.

Para efectuar una voladura de 102 barrenos al mes se requieren las cantidades de explosivo que se muestran en la Tabla 24.

Tabla 24. Explosivos requerido para satisfacer la producción mensual

Número de barrenos 102	Volumen 9.180 m^3	Explosivo	Unidades	Cantidad
		Anfo	Sacos de 20 Kg	185
		Emulsión Senatel Ultrex 65x400 mm	Cajas de 17 piezas	24
		<i>Booster Pentex 450 g</i>	Pieza	102

Fuente: Elaboración propia

Examinando los resultados de la Tabla 23, se deduce que por barreno se necesitan 1,8 sacos de Anfo, 4 emulsiones y un Booster de pentolita. En unidades de masa, se requieren 48,45 Kg de explosivo por barreno, que por 102 barrenos al mes se tendría un total de consumo de explosivos de 4941,67 Kg mensuales.

4.7. PERSONAL Y EQUIPOS REQUERIDOS PARA LA EXPLOTACIÓN

El número de equipos para dar inicio a las operaciones unitarias en Frente 04 se estiman de acuerdo a la productividad: perforación, carga y acarreo. Mientras que los equipos auxiliares y el personal requerido únicamente se proponen conforme a cuan necesarios sean para el desarrollo de la explotación.

4.7.1. Unidades de perforación

La Cantera Carayaca dispone de una perforadora Gardner Denver, modelo ATD3800, martillo en fondo, broca de $3\frac{1}{2}$ " y barras de 3 m de longitud.

Con el fin de comprobar si el equipo de perforación disponible se ajusta al requerimiento de 102 barrenos al mes, se realiza el cálculo del tiempo que necesita estar operativa la perforadora para abrir este número de hoyos, con los datos de longitud de perforación y tiempo de ciclo como se muestra en la Tabla 25. Con el tiempo de ciclo para una longitud dada se determina la velocidad de perforación, y con la longitud de perforación se calculan los metros lineales.

Tabla 25. Determinación del tiempo requerido en perforación

Datos operativos	
Tiempo de ciclo (12 m) (VARCAM C.A., 2014)	21,10 min
Velocidad de perforación	34,13 m/hora
Longitud de perforación	11,50 m
Número de barrenos	102
Metros lineales a perforar	1.173 m
Tiempo requerido en perforación = 34,37 horas	

Fuente: Elaboración propia

Analizando el resultado del tiempo requerido en perforación, se necesita trabajar 35,87 horas para abrir 102 huecos. No obstante, se considera que el equipo no se encuentra produciendo el 100 % de las horas programadas, por los contratiempos debidos al mantenimiento y suministro de combustible, fallas mecánicas propias del equipo o paralización de otras actividades relacionadas. Por tanto, para estimar el tiempo real requerido en perforación es necesario estipular el uso efectivo del equipo:

$$Uso\ efectivo = \frac{Horas\ trabajadas}{Horas\ programadas}$$

Los registros de la Cantera Carayaca de cada uno de estos tiempos en horas se muestran el Anexo N°7. Con estos datos se obtiene un uso efectivo del equipo de 0,65 y se determina el tiempo real de trabajo de la perforadora para 102 barrenos, como se tiene en la Tabla 26.

Tabla 26. Determinación del tiempo real en trabajos de perforación

Datos operativos	
Tiempo requerido en perforación	35,87 horas
Horas por turno	8
Uso efectivo	0,65
Horas efectivas	5,2
Tiempo real en trabajos de perforación = 55,18 horas	
Turnos de trabajo requeridos= 7	

Fuente: Elaboración propia

Para cumplir con el número de barrenos mensuales la perforadora requiere de una semana y dos días de trabajo, lo cual es bastante satisfactorio ya que demuestra que la productividad de la perforadora Gardner Denver, modelo ATD3800 se ajusta a los requerimientos de producción, por lo cual se concluye que sólo se necesita un equipo de perforación.

4.7.2. Unidades de carga

Para la operación de carga han sido nominados previamente la retroexcavadora CAT 349E L y el cargador frontal *Liebherr* L546. Con la ecuación N° 22, utilizando los datos de los equipos dados por los catálogos de los fabricantes, los días trabajados al mes, la eficiencia operativa y las densidades del material, se calcula la producción efectiva mensual de estos, cuyos valores resultantes se encuentran en la Tabla 27.

Tabla 27. Producción efectiva mensual de los equipos de carga

Datos Operativos		
Equipo	CAT 349E L	<i>Liebherr</i> L546
Capacidad Balde	3,10 m ³	2,50 m ³
Factor de Llenado	85%	85%
Ciclos/hora	57	48
Horas por turno	8	8
Eficiencia	0,80	
Densidad en banco	2,74 T/m ³	
Densidad suelta	2,10 T/m ³	
Producción efectiva mensual	16.207,90 m ³ banco	11.007,10 m ³ banco

Fuente: Elaboración propia

La producción mensual de la pala se ubica en el orden de los 16.207,90 m³ al mes, mientras que el cargador frontal mensualmente produce 11.007,10 m³. Con estos valores y aplicando la ecuación N° 23, se estima el número de equipos de carga requeridos:

$$N^{\circ} \text{Retroexcavadoras} = \frac{9.180,00 \text{ m}^3}{16.207,90 \text{ m}^3} = 0,60$$

$$N^{\circ} \text{Cargadores} = \frac{9.180,00 \text{ m}^3}{11.107,10 \text{ m}^3} = 0,82$$

Los valores obtenidos para la cantidad de retroexcavadoras y cargadores frontales, indican que ambos equipos tienen la capacidad para satisfacer la producción demandada. Por lo cual, con una unidad de cada uno de estos es suficiente.

4.7.3. Unidades de acarreo

El equipo nominado a realizar la operación de acarreo es el camión articulado CAT 725C. Con la ecuación N°25 y los datos de la Tabla 28 se determinan los tiempos de acarreo y retorno del equipo, para las dos vías de transporte propuestas: La vía 1, para acceder a la cota 815 y la vía 2, diseñada para acceder a la cota 675. La velocidad del equipo es especificada por el catalogo del fabricante (Anexo N°8).

Tabla 28. Datos para determinar el tiempo de acarreo y retorno

	Vía 1	Vía 2
Distancia	970,79 m	827,07 m
Velocidad de retorno	24 Km/h	29 Km/h
Velocidad acarreo	37 Km/h	40 Km/h

Fuente: Datos del catálogo del fabricante *Caterpillar*

Empleado los datos de tiempo de retorno y acarreo, tiempo de carga para un total de 4 pases de la pala (Vía 1) ó 5 del cargador (Vía 2), tiempo de descarga y los tiempos de maniobra de carga y descarga dados por el catálogo del fabricante del equipo, se estima el tiempo de ciclo total del equipo de acarreo. Ver en la Tabla 29.

Tabla 29. Determinación del tiempo de ciclo de acarreo

	Vía 1	Vía 2
Tiempo de retorno	2,40 min	1,85 min
Tiempo de acarreo	1,70 min	1,30 min
Tiempo de carga	3,30 min	5,00 min
Tiempo de descarga	0,30 min	0,30 min
Tiempo de maniobras	0,90 min	1,60 min
Tiempo de ciclo	8,60 min	10,50 min

Fuente: Elaboración propia

Utilizando la ecuación N° 23, sustituyendo el número de ciclos por hora previamente calculado y las constantes horas por turno, días trabajados al mes, eficiencia operativa y las densidades del material, se estima la producción efectiva mensual del equipo de acarreo, según se muestra en la tabla 30.

Tabla 30. Producción efectiva mensual del equipo de acarreo

Datos Operativos	
Capacidad al ras	11 m ³
Ciclos/hora	Vía 1 = 6
	Vía 2 = 5
Horas por turno	8
Eficiencia	0,8
Días/mes	22
Densidad en banco	2,74 T/m ³
Densidad suelta	2,1 T/m ³
Producción efectiva mensual	Vía 1= 7.122,21 m ³
	Vía 2= 5.935,18 m ³

Fuente: Elaboración propia

Para la vía 1, es decir el recorrido desde la planta de tratamiento hasta la cota 815, el camión tiene una producción mensual de 6.410 m³, mientras en el recorrido desde la planta hasta la cota 675, o sea la vía 2, la producción mensual del camión es de 4.273 m³. Para estimar el número de equipos de acarreo requeridos se considera el caso de la producción más baja:

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{9.180,00 \text{ m}^3}{5.935,18 \text{ m}^3} = 1,54$$

Aproximando este valor obtenido a un número entero, se concluye que se requieren dos (2) unidades de acarreo: si se utiliza solo 1 camión, la producción mensual de la flota estará por debajo de la producción mensual requerida, mientras que con dos unidades la producción se encontrara por encima de las necesidades. Esto es bastante positivo para contrarrestar en un lapso de tiempo, los efectos de la disminución de la eficiencia de los equipos con el uso de estos.

4.7.4. Equipos auxiliares

Durante la explotación es necesario llevar a cabo operaciones auxiliares con la finalidad de cumplir con el desarrollo óptimo de las operaciones unitarias, tales como: desforestación, ejecución de vías, mantenimiento de los frentes de trabajo y la vialidad, entre otros. Para la explotación de Frente 04, se propone utilizar los siguientes equipos auxiliares:

- Un (1) tractor de cadenas, ya que este equipo es funcional para proceder al acondicionamiento de los terrenos, apertura de picas y caminos y para el vertido de material desde las cotas superiores hacia la cota 675. Se recomienda utilizar el tractor *Liebherr* PR776 con un ancho del elemento de corte de 4,83 m.
- Una (1) motoniveladora para emparejar la superficie, crear las condiciones necesarias para el paso de camiones y ejecutar las pendientes transversales. La cantera actualmente no dispone de este equipo, por lo cual se propone adquirir una motoniveladora *CAT 120M*.
- Un (1) camión cisterna es necesario para controlar la emisión de polvo al medio ambiente y además contribuye a la seguridad de las operaciones ya que disminuye el riesgo de accidentes debido a la baja visibilidad. En la actualidad se dispone de un camión cisterna *Kodia*.

4.7.5. Personal requerido

La lista de personal requerido se fija de acuerdo a la nómina establecida por Blanco (2008), el cual clasifica la nómina en 5 categorías:

1. Gerentes y directivos: equipo de profesionales, incluye Gerente General y supervisores.
2. Empleados comunes: secretarías y personal administrativo.
3. Personal técnico: operadores de planta mecánicos, electricistas, entre otros.
4. Trabajadores semiespecializados: operadores de maquinaria.
5. Trabajadores no especializados: ayudantes, vigilantes y personal de aseo.

Actualmente, la Cantera Carayaca cuenta con personal técnico, empleados comunes y Gerente General. A continuación, en la Tabla 31 se mencionan únicamente los cargos que se requieren para llevar a cabo la extracción de material de Frente 04:

Tabla 31. Requerimientos de personal

Categoría	Cargo	Cantidad
Gerentes y directivos	Gerente de planificación	1
	Supervisor de operaciones	1
Trabajadores semiespecializados	Operador de cargador frontal	1
	Operador de camión	2
	Operador de perforadora	1
	Operador de equipo auxiliar	3
Trabajadores no especializados	Ayudante de perforación	2
	Vigilante	1

Fuente: Basado en la nómina establecida por Blanco (2008).

En la Tabla 32 se describe el perfil que debe tener el personal requerido para la explotación de Frente 04.

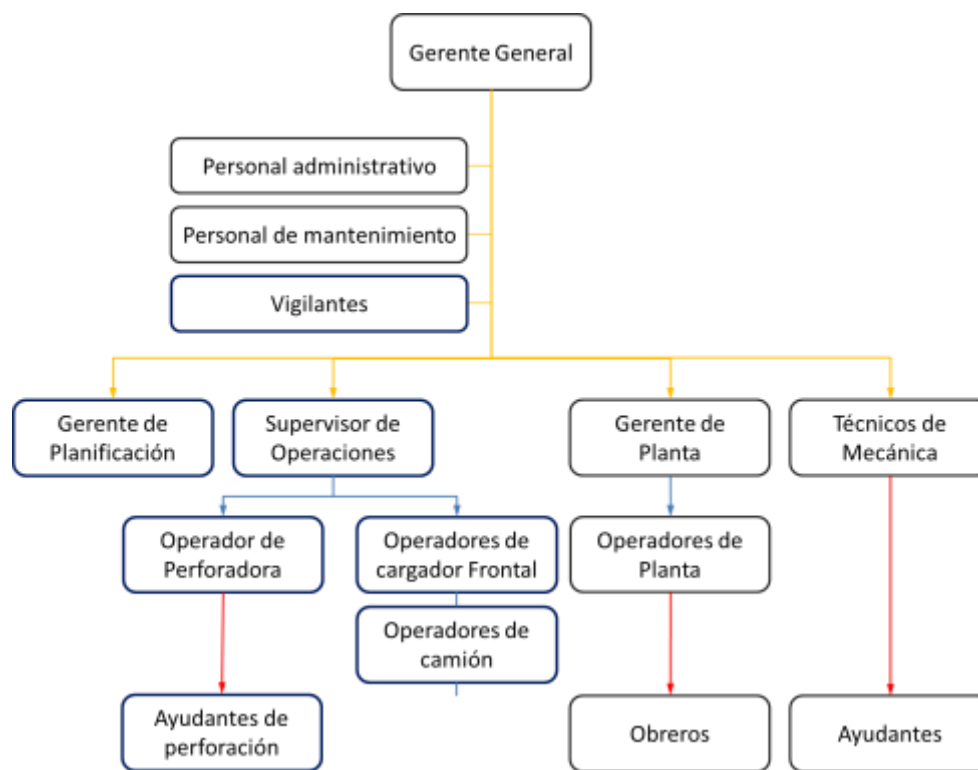
Tabla 32. Perfil del personal requerido para Frente 04

Cargo	Responsabilidades	Perfil
Gerente de Planificación	Elaborar, revisar y rediseñar los planes a corto, mediano y largo plazo según las necesidades de la empresa.	Profesional de Ingeniería de Minas, conocimientos en interpretación de planos, dominio de las normas vigentes, programas de dibujo asistido, trabajo en equipo, tomar decisiones, recibir y dar instrucciones e iniciativa.
Supervisor de Operaciones	Velar por el cumplimiento de los planes a corto plazo y de las operaciones mineras, además de la salud y seguridad de los trabajadores en la mina.	Profesional de ingeniería de minas, conocimientos en interpretación de planos, dominio de las normas vigentes, trabajo en equipo, tomar decisiones, recibir y dar instrucciones e iniciativa.
Operador de cargador frontal	Encargado del funcionamiento del cargador frontal.	Bachiller, experiencia en el manejo de cargador frontal, poseer licencia de 5ta, certificado médico vigente, trabajar en equipo, cumplimiento de instrucciones.
Operador de camión	Encargado del funcionamiento del	Bachiller, experiencia en el manejo de camión articulado, poseer

articulado	camión articulado.	licencia de 5ta, certificado médico vigente, trabajar en equipo, cumplimiento de instrucciones.
Operador de equipo auxiliar	Encargado del funcionamiento de un equipo auxiliar.	Bachiller, experiencia previa en el manejo de un equipo auxiliar (tractor, motoniveladora, retroexcavadora), poseer licencia de 5ta, certificado médico vigente, trabajar en equipo, cumplimiento de instrucciones.
Operador de perforadora	Velar para que las actividades de perforación y voladura cumplan a cabalidad con lo establecido por el gerente de planificación.	Profesional técnico superior en minería, experiencia previa, conocimiento de equipos y accesorios para perforación y voladura, noción de las normas de seguridad e higiene vigentes, disciplina, trabajar en equipo, tomar decisiones, recibir y dar instrucciones e iniciativa.
Ayudantes de perforación y voladura	Servir de apoyo al operador de perforadora.	Iniciativa, observador acucioso, sentido común, trabajar en equipo, cumplimiento de instrucciones, disciplina, espíritu de colaboración
Vigilante	Brindar seguridad al personal dentro de las instalaciones.	Pertenecer a la reserva militar, informar diariamente sobre los acontecimientos, inspeccionar las entradas y salidas de personal a la mina.

Fuente: Basado en “*Perfil de los trabajadores del Cerro La Danta*” por Nieves (2013)

En la figura 4.26 se muestra la ubicación de los cargos sugeridos en la Tabla 31 dentro de la estructura organizativa de la Cantera Carayaca donde, los cargos señalados en color azul, son aquellos donde se debe incorporar el personal nuevo.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.26. Estructura organizativa propuesta para la Cantera Carayaca incorporando el personal de Frente 04

4.8. CRITERIOS MEDIOAMBIENTALES

En el presente estudio de planificación minera a largo plazo, se han tomado en consideración los impactos ambientales asociados a una explotación a cielo abierto en Frente 04 y se han establecido medidas que permitan prevenir, mitigar y corregir dichos impactos, de modo tal que la planificación este orientada a una generar las líneas base y los indicadores de una gestión ambiental responsable.

A continuación en la Tabla 33, se mencionan los impactos ambientales que trae como consecuencia la explotación de Frente 04 y las medidas propuestas.

Tabla 33. Criterios medioambientales

Impacto		Medidas		
Nombre	Duración	Tipo	Duración	Descripción
Alteración de la geomorfología	Permanente	Mitigante y Correctiva	Temporal: Al culminar cada fase de explotación	-Estabilización de los taludes empleando un ángulo de cara de banco de 72° y una berma de 6 m. -Recuperación parcial del terreno con la reforestación del área. -Creación de barreras visuales tales como una pantalla de árboles con follaje espeso.
Polución	Temporal	Mitigante	Permanente	-Aplicación de riego programado en áreas adyacentes a la explotación y en las vías internas. -Recubrimiento con lona de la tolva de los camiones cargados. - Evitar la extracción de material en las zonas del yacimiento con alto contenido de grafito.
Alteración de los cursos de agua.	Permanente	Preventiva y Mitigante	Permanente	-Construcción de un sistema de drenaje que permita facilitar la captación de la aguas de escorrentía y disminuya la erosión y el arrastre de sedimentos que disminuyen las calidad del agua.

				-Mantener una pendiente de 2% hacia las cunetas en los bancos de explotación y en las vías.
Modificación del uso del suelo	Temporal	Preventiva	Permanente	-Evitarla remoción de las capas de suelo donde no sea necesario. -Remoción y almacenamiento de la capa vegetal para futuras restauraciones.
Contaminación sónica	Temporal	Preventiva y mitigante	Permanente	-Reducir la velocidad de circulación. -Utilizar cargas correctas de explosivos y micro-retardos.
Contaminación del suelo o agua por desechos peligrosos	Temporal	Preventiva	Permanente	-Realizar una observación detallada de la maquinaria a diario, a fin de detectar algún posible bote de fluidos tóxicos (combustible, aceites, grasa, etc.), para que pueda ser tratado a tiempo. - Evitar el derrame de combustible y grasa durante las labores de mantenimiento de los equipos.

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

Partiendo de la metodología consumada y de la discusión de los resultados, se presentan las siguientes conclusiones:

- Diagnóstico de campo de las condiciones actuales en Frente 04:
 - El recurso geológico-minero considerado para el presente estudio se encuentra delimitado por el lindero de la concesión minera de Frente 04 y por la cota 675, elegida como fondo de la explotación.
 - Se distinguen tres sistemas de discontinuidades ortogonales entre sí.
 - En el afloramiento se presentan una intercalación de rocas bastante competentes: tanto la intensidad de la fracturación y el grado de meteorización del macizo es bajo.
 - El análisis de las condiciones hidrogeológicas devela un comportamiento seco.
 - La vía de acceso a Frente 04 mide 1 Km de largo. El ancho y la pendiente es 6 m y 10%, respectivamente. Es necesaria una adecuación de esta para que pueda ser empleada como vía de acarreo.
- En función las dimensiones del área de trabajo, condiciones de terreno y la capacidad requerida para satisfacer una producción de 65 m³/hora, se ha seleccionado la retroexcavadora CAT 349E L y el cargador frontal *Liebherr* L546 para el desarrollo de las operaciones de carga y el camión articulado CAT 725 C para cumplir con el acarreo de material.
- Se establece el diseño geométrico de la explotación considerando las dimensiones de los equipos, aspectos en materia de futuras actividades de recuperación ambiental y criterios de estabilidad, con los siguientes parámetros:
 - Ángulo de talud de banco: 72°.
 - Altura de banco: 10 m.
 - Ancho mínimo de trabajo: 14,8 m.
 - Ancho de vías: 12 m.
 - Bermas de seguridad: 6 m.
 - Ángulo *overall*: 49°.

- El análisis de estabilidad de los taludes devela que en el diseño geométrico propuesto se presenta potencial inestabilidad a falla planar controlada por planos de foliación en la zona S1 y por planos de diaclasa en las zonas S2 y C. Sin embargo, los valores para el factor de ubicados en un rango de 1,5 a 1,7 indican que no puede ocurrir ningún tipo de deslizamiento.
- Se estima un volumen de material aprovechable delimitado por el lindero de la concesión minera y el límite de excavación de 2.269.339,52 m³ en banco, para el cual se deben ser removidos 182.505,65 m³ de estéril.
- La vida útil de la explotación se encuentra en el orden de 20 años y 34 semanas, los cuales aumentan a 20 años y 50 semanas por el tiempo requerido para las labores de preparación, apertura de vías y remoción de estéril.
- La secuencia de explotación queda definida por 5 fases con 3 niveles de explotación cada una, que van de la cota 815 a la 675. En las primeras 2 fases de explotación se realizará en cada banco vertido libre y posteriormente carga de camiones. A partir de la cota 785 se debe realizar el empuje de material desde la cota correspondiente hacia la cota 675.
- El patrón de perforación y voladura propuesto, consiste en una malla de 3 m de retiro por 3 m de espaciamiento en configuración tresbolillo, para barrenos inclinados 72° diámetro del barreno 3 ½" y 10 m de altura de banco. El consumo específico de explosivo con este esquema, es de 0,53 Kg/m³.
- Para el desarrollo de la explotación en Frente 04, se requieren los siguientes equipos y personal:

Equipos:

- Una perforadora
- Una retroexcavadora.
- Un cargador frontal.
- Dos camiones articulados.
- Un tractor de cadenas.
- Una motoniveladora.
- Un camión cisterna.

Personal:

- Dos gerentes.
 - Tres trabajadores semiespecializados.
 - Dos trabajadores no especializados.
- Los criterios ambientales se encuentran incluidos dentro de la planificación a largo plazo, en el ámbito de las medidas preventivas, mitigantes y correctivas de los impactos en el ambiente asociados una explotación en Frente 04.

RECOMENDACIONES

- Es aconsejable desarrollar un estudio geológico con mayor nivel de detalle, que cuente con los sondeos exploratorios necesarios para elaborar un modelo geológico del yacimiento que permita verificar la continuidad de las capas de roca. También conviene cumplir una caracterización geomecánica del macizo rocoso para evaluar la calidad de este, ensayos de corte directo en las discontinuidades para obtener los parámetros de cohesión y fricción de cada uno de los dominios estructurales del yacimiento y el ensayo de desgaste los Angeles.
- Se recomienda comparar los equipos seleccionados para las operaciones unitarias y auxiliares, con equipos similares de distintas marcas de equipos mineros, considerando los costos de adquisición y mantenimiento.
- Hacer un estudio que determine la viabilidad económico-financiera de la explotación del Frente 04, en la Cantera Carayaca.
- Acompañar esta propuesta de planificación con un análisis de ciclo de vida y un estudio de impacto ambiental.
- Se recomienda generar la secuencia de explotación en base a los Indicadores Claves de Producción de los equipos de carga y acarreo que se encuentre operativos en el momento, de este modo lograr una planificación con los tiempos de extracción mucho más aproximados a los valores reales.
- Se sugiere evaluar con un estudio técnico, económico y financiero la comparación entre la alternativa de incrementar la producción con una tercera planta de agregados y la apertura de un nuevo frente contra el aumento de la capacidad productiva en el actual frente operativo.

REFERENCIAS

- Alfaro, M. (2007). *Estimación de recursos mineros*. Recuperado el 17 de Septiembre de 2016
- Álvarez, I. (2006). *Plan de Explotación Minero de la Cantera "C.A. Cantera Yaracuy", municipio la Trinidad, sector Las Casitas, estado Yaracuy*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Anónimo. (2015). *Planificación minera de largo plazo. ¿Táctica o estrategia? Perspectiva*.
- Blanco, A. (2008). *Formulación y Evaluación de Proyectos* (Séptima ed.). Caracas.
- Bolívar, E. (2014). *Diseño de la secuencia de explotación de los yacimientos que conforman el Grupo Redondo del Distrito Ferrífero Piar para un periodo de largo plazo, C.V.G. Ferrominera Orinoco C.A., estado Bolívar*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Bustillo, M., & López, C. (1997). *Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras*. Madrid.
- CEPE. (2010). *Clasificación Marco de las Naciones Unidas para la energía fósil y los recursos y reservas minerales 2009*. Recuperado el 28 de Mayo de 2016, de sitio web de UNECE: http://www.unece.org/fileadmin/DAM/energy/se/pdfs/UNFC/unfc2009/UNFC2009_ES39_s.pdf.
- Chacón, I. (1991). *Técnicas de operaciones mineras de superficie incluyendo el aspecto económico y el impacto de la minería en el medio ambiente*. UDO, Núcleo Bolívar.
- De Abreu, J. (2002). *Diseño de un Plan de Explotación Yacimiento de Caliza, Cantera la Gamarra, Magdaleno, estado Aragua*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Dengo, G. (1951). *Geología de la Región de Caracas*. Bol.Geol. 8 (1).
- Fernando, H. (2000). *Análisis de estabilidad de taludes*. Guía de cálculo de estabilidad de taludes, UCM, Madrid.
- Garrido, M. (2012). *Diagnóstico del Estado Físico Mediante Aplicación de una Metodología de Recolección y Procesamiento de Datos, referentes a Equipos de Minería a Cielo Abierto en los estados Vargas, Miranda y Distrito Capital*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.

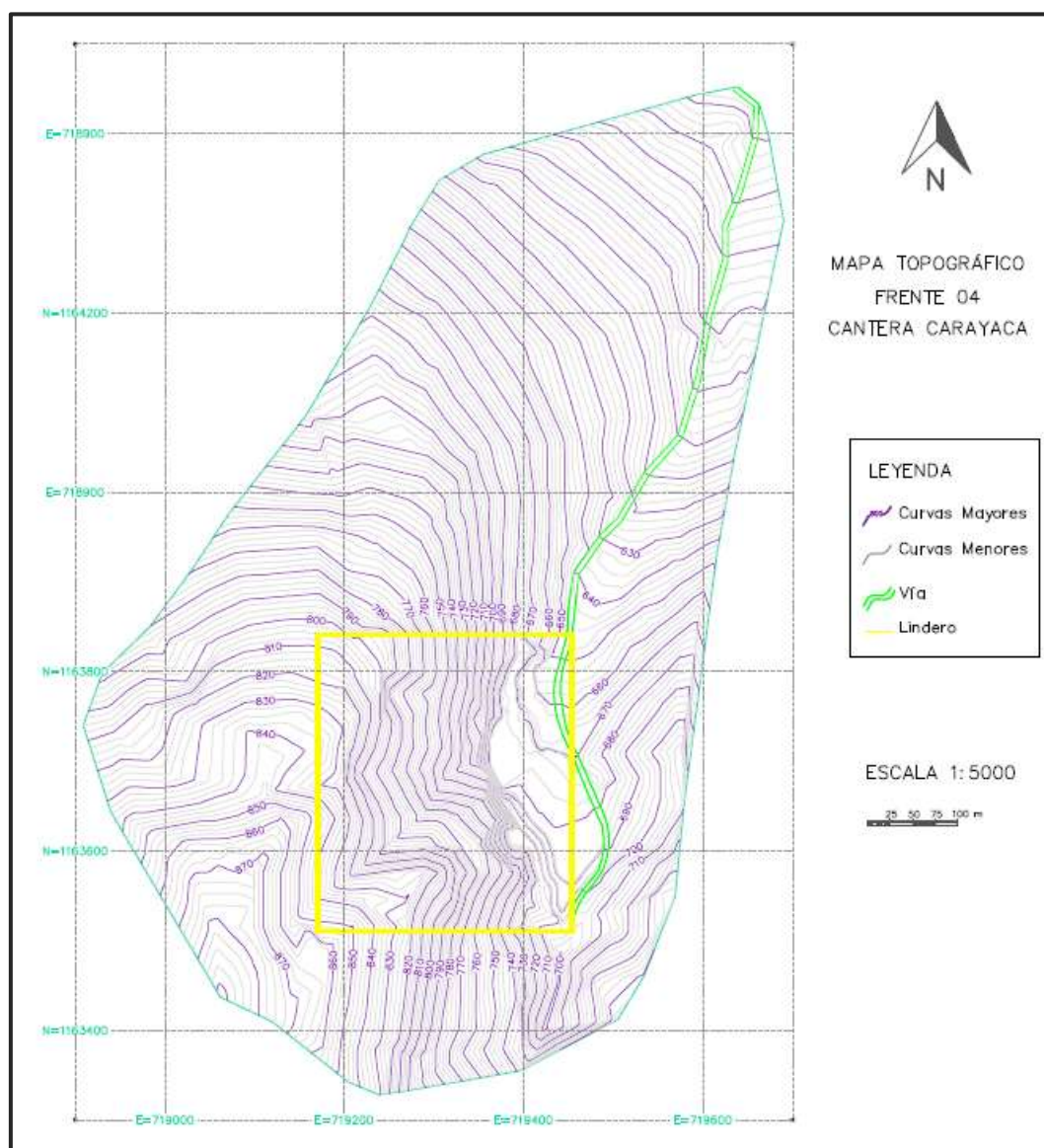
- Geofredo, R. (s.f.). *Métodos de Cálculo de Reservas*. Recuperado el 19 de marzo de 2016, de <https://es.scribd.com/doc/59357521/Calculo-de-Reservas-de-Mineral>
- Gómez, B. (2013). *Selección del diseño óptimo en función de parámetros operativos empleando herramientas informáticas para una cantera de metacaliza de uso industrial*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Hassan, H. (febrero de 2016). *Mining Methods-Part II: Surface Mining-Planning and Design of Open Pit Mining*. Recuperado el 27 de enero de 2017, de <https://www.researchgate.net/publication/301824609>
- Hernandez, & Otros. (2003). *Metodología de la investigación* (Quinta ed.). Perú: Mc Graw Hill.
- Herrera, F. (2000). *Análisis de estabilidad de taludes*. Guía de cálculo de estabilidad de taludes, UCM, Madrid.
- Herrera, F. (2001). *Curso de evaluación y planificación minera*. Universidad Politécnica de Madrid.
- Herrera, H. (2006). *Métodos de minería a cielo abierto*. Universidad Politécnica de Madrid, Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Minas, Madrid.
- Instituto Tecnológico Geominero de España. (1995). *Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto*. Madrid.
- Konya, C. (1998). *Diseño de Voladuras* (Primera ed.). México: Cuicatl.
- Langerfors, U., & Kihlstrom, B. (1976). *Técnicas modernas de voladuras de rocas*. Bilbao: Urmo.
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia asociada*. Tesis doctoral, Universidad Politécnica de Madrid, Departamento de ingeniería y morfología del terreno, Madrid.
- Moya, F. (2015). *Verificación de la opción de producción más favorable a partir de diseños de explotación a largo plazo del Frente 02, Cantera Carayaca ubicada en Tacagua, Distrito Capital*. Trabajo Especial de Grado. Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Nieves, O. (2013). *Elaboración de una propuesta para la explotación a cielo abierto de charnockita en la etapa de ingeniería conceptual, Cerro La Danta-Sector Cambalache estado Bolívar*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Ochoa, K., & R, R. (2011). *Propuesta de los parámetros para el diseño de estabilidad de taludes y de los depositos finales en minera Loma de Niquel, C.A.*

- Municipio Guaicaipuro, Estado Miranda. Trabajo Especial de Grado, Universidad Central de Venezuela, Caracas.*
- Piña, A. (2017). *Contribuciones de prácticas operativas en las actividades de Soporte de Mina y Minería Sustentable en la Enseñanza de la Ingeniería de Minas*. En publicación, Caracas.
- Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Chile: Portal Minero.
- Recalde, E. (2006). *Metodología de planificación minera a corto plazo y diseño minero a mediano plazo en la Cantera Pifo*. Escuela Superior Politécnica del Litoral, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, Quito.
- Rico, V. (2015). *Análisis geomecánico y estabilidad de los estribos en la presa sobre el río Cuira del Sistema Tuy IV, en el sector El Dinero, municipio Acevedo, estado Miranda*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- SME. (1992). *Mining Engineering Handbook*.
- Urbani, F. (2002). *Guía de excursión. Geología del área de la Autopista y Carretera Vieja Caracas-La Guaira, Distrito Capital y Estado Vargas*. UCV, Funvisis e Infratur, Caracas.
- VARCAM C.A. (2011). *Estudio geológico y geotécnico de las áreas de explotación en la Cantera Carayaca*. Informe interno, Gerencia general de minería.
- VARCAM C.A. (2014). *Plan de explotación de la Cantera Carayaca de la Empresa Varguense de Canteras y Minas*. Informe interno.
- Villegas, E. (2006). *Estudio geológico del abra topográfico de Tacagua y geotecnia detallada de los KM 0 al 4 de la autopista Caracas-La Guaira*. Trabajo Especial de Grado Inédito, Universidad Central de Venezuela, Caracas.

ANEXOS

Anexo N°1

Mapa Topográfico de Frente 04, Cantera Carayaca



Anexo N°2

Tabla A. Mediciones en campo de las discontinuidades presentes en Frente 04

Dip	Dip Dirección	Plano	Dip	Dip Dirección	Plano
37	340	Foliación	61	205	Diaclasa
31	350	Foliación	39	180	Diaclasa
45	330	Foliación	48	234	Diaclasa
33	344	Foliación	43	168	Diaclasa
40	336	Foliación	26	157	Diaclasa
30	337	Foliación	63	222	Diaclasa
28	349	Foliación	42	176	Diaclasa
49	320	Foliación	38	200	Diaclasa
32	356	Foliación	54	80	Diaclasa
53	346	Foliación	72	99	Diaclasa
27	328	Foliación	36	82	Diaclasa
35	351	Foliación	59	86	Diaclasa
39	291	Foliación	41	65	Diaclasa
42	380	Foliación	82	77	Diaclasa
36	342	Foliación	38	67	Diaclasa
40	193	Diaclasa	45	93	Diaclasa
20	217	Diaclasa	51	87	Diaclasa
60	174	Diaclasa	56	79	Diaclasa
25	189	Diaclasa	60	60	Diaclasa
45	194	Diaclasa	67	84	Diaclasa

Anexo N°3.

Tabla A. Clasificación de la resistencia de la matriz rocosa según ISRM (1981)

Resistencia a compresión simple (MPa)	Descripción
1-5	Muy blanda
5-25	Blanda
25-50	Moderadamente dura
50-100	Dura
100-250	Muy dura
>250	Extremadamente Dura

Tabla B. Grado de fracturación del macizo rocoso en función del parámetro J_v

Grado de fracturación del macizo rocoso	Descripción del tamaño de bloque	J_v (discontinuidades/m ³)
Roca Intacta	Bloques muy grandes	<1
Ligeramente fracturado	Bloques grandes	1-3
Moderadamente fracturado	Bloques medianos	3-10
Fracturada	Bloques pequeños	10-30
Muy fracturada	Bloques muy pequeños	>30

Tabla C. Grado de meteorización de la matriz rocosa según ISRM (1981)

Término	Descripción
Fresca	No se observan signos de meteorización.
Decolorada	Se observa cambios de color original de la matriz rocosa. Conviene indicar el grado de variación o si está restringido a minerales concretos.
Desintegrada	La roca se ha alterado al estado de un suelo, manteniendo la fábrica original. La roca es friable, pero los granos minerales no están descompuestos.
Descompuesta	La roca se ha alterado al estado de un suelo, alguno o todos los minerales están descompuestos.

Anexo N°4

Tabla A. Eficiencia operativa global según el I.T.G.E. (1995)

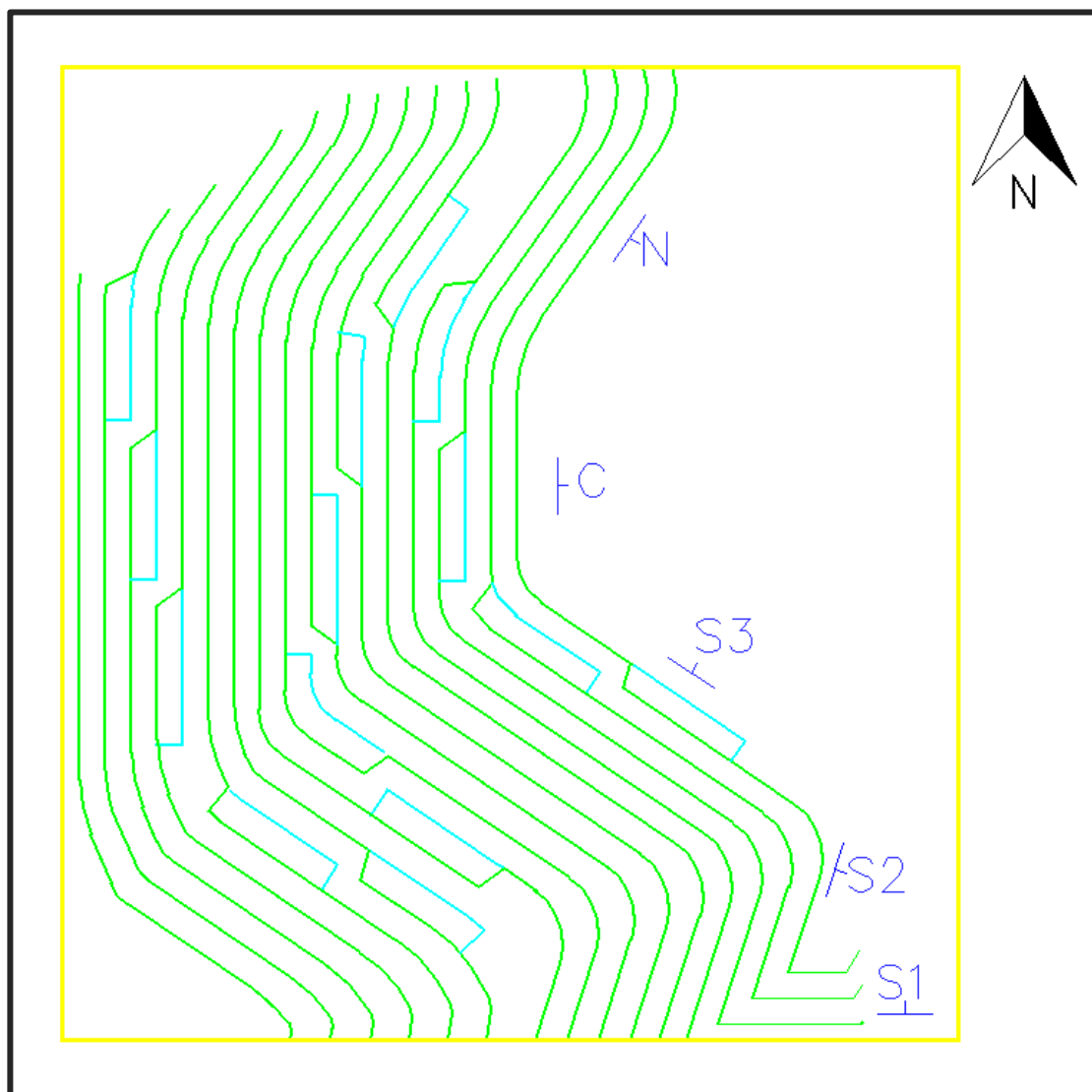
Condiciones de trabajo	Calidad organizativa			
	Excelente	Buena	Regular	Deficiente
Excelentes	0,83	0,80	0,77	0,77
Buenas	0,76	0,73	0,70	0,64
Regulares	0,72	0,69	0,66	0,60
Malas	0,63	0,61	0,59	0,54

Tabla B. Inclinationes de taludes recomendadas según Howard L. Hartman

Tipo de roca	Relación	Inclinación
Rocas duras	1/3 ó 1/2:1	72° a 63°
Banco de mineral de hierro	1/2 ó 2/3:1	63° a 56°
Talud final en mineral de hierro	1:1	45°
Banco mineral de cobre	3/5:1	60°
Talud final en mineral de cobre	1 ½ :1	34°

Anexo N°5

Figura A. Modelo de Pit final: Plano de zonificación de acuerdo a la orientación de los taludes



Anexo N°6

Figura A. Estudio de falla planar en zona S3

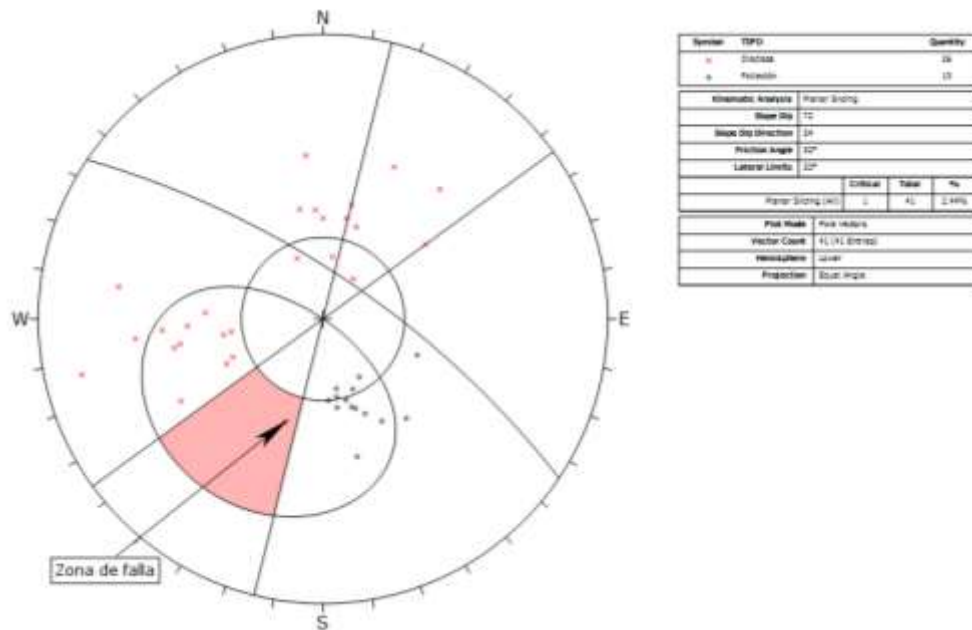


Figura B. Estudio de falla planar en zona N

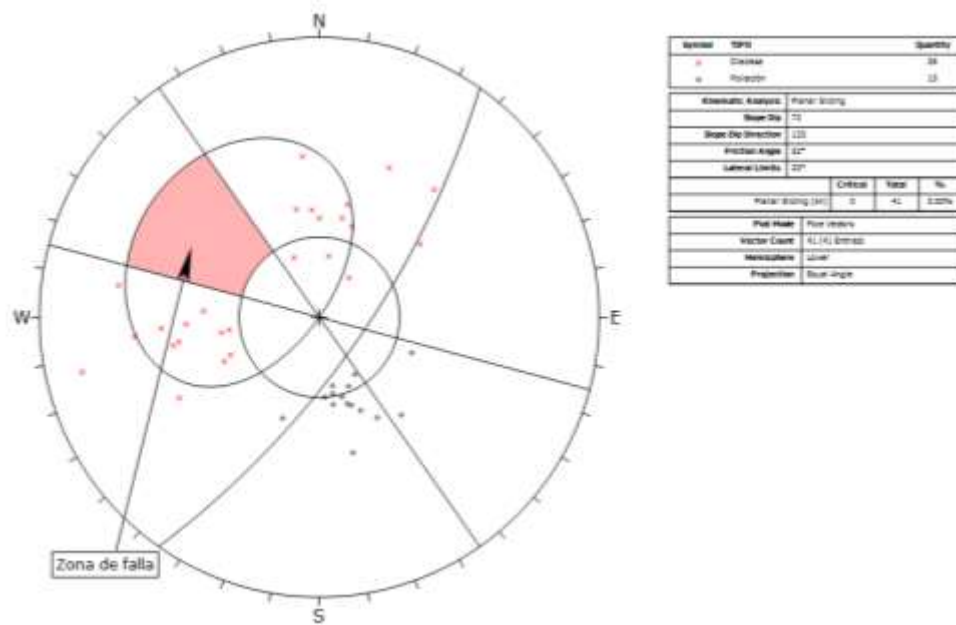


Figura C. Estudio de falla por cuña en zona S1

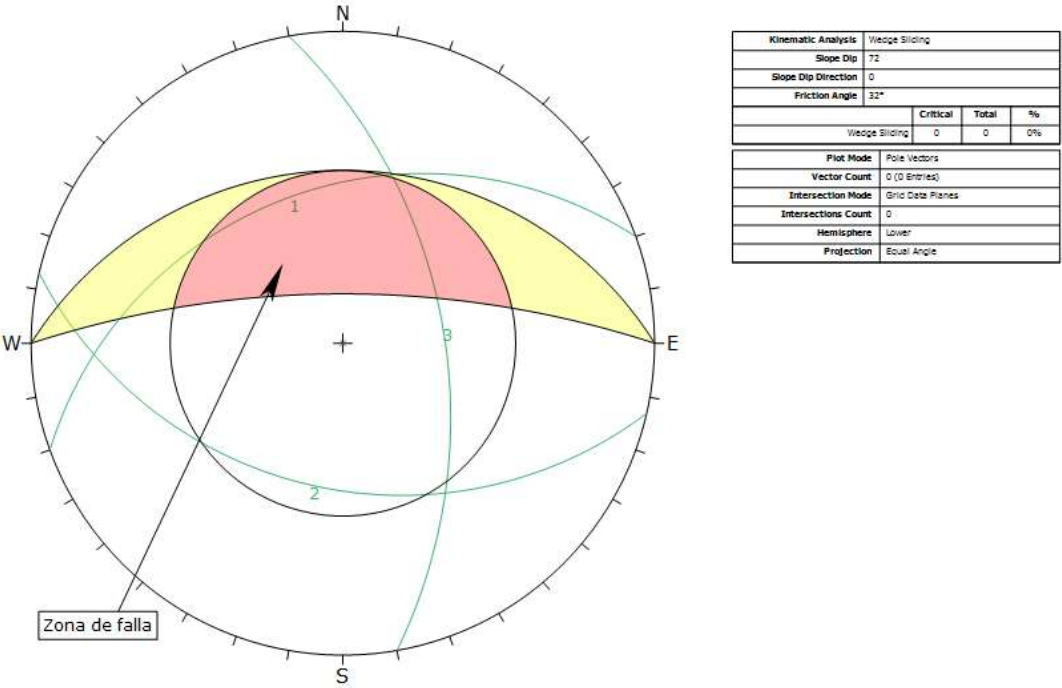


Figura D. Estudio de falla por cuña en zona S2

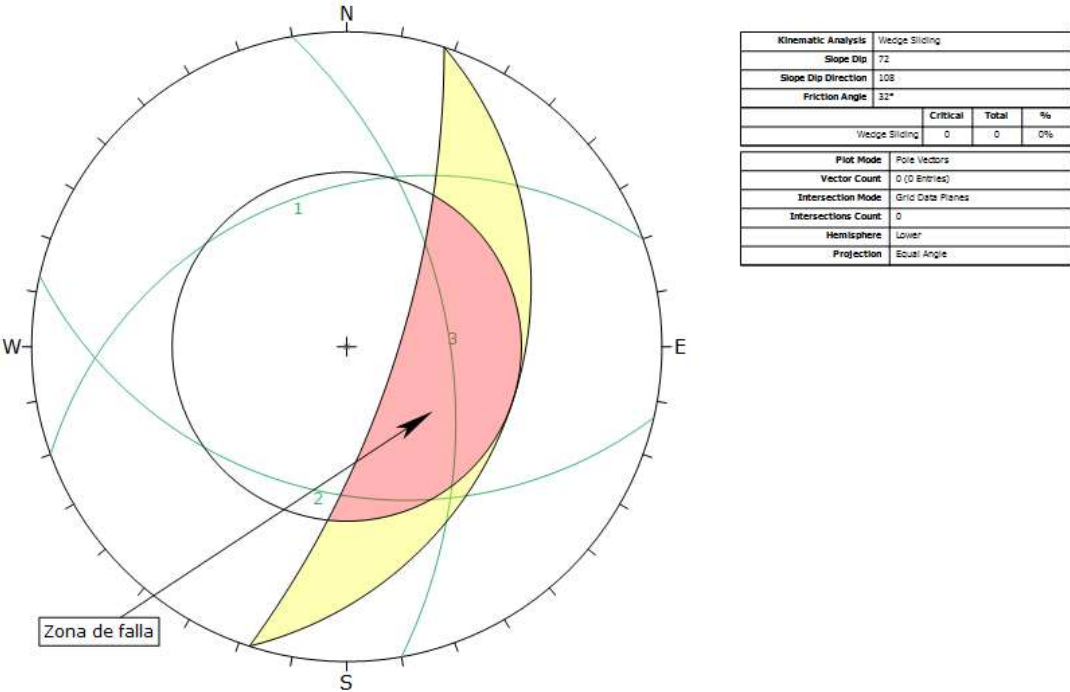
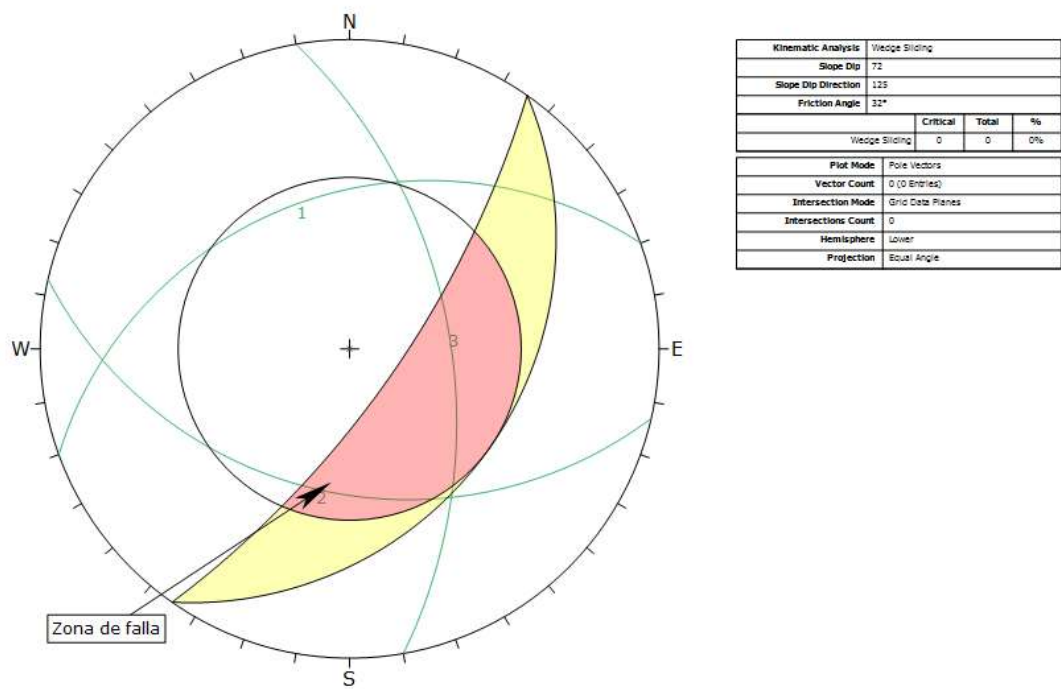


Figura G. Estudio de falla por cuña en zona N



Anexo N°7

Tabla A. Distribución de las horas programadas de la perforadora Gadner Denver
ATD3800 para el periodo de enero-diciembre de 2015

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Promedio
HP	156	162	160	159	170	160	158	162	154	168	161	150	160
HD	128	123	135	139	131	130	139	130	129	133	129	114	130
HR	28	39	25	20	39	30	19	32	25	35	32	36	30
HT	102	114	110	102	92	89	101	95	104	114	107	115	104

- HP = Horas programadas
- HD = Horas disponibles
- HR = Horas de reparación
- HT = Horas totales

Anexo N°8

Figura A. Gráfico de rendimiento en pendientes del Camión articulado CAT 725C

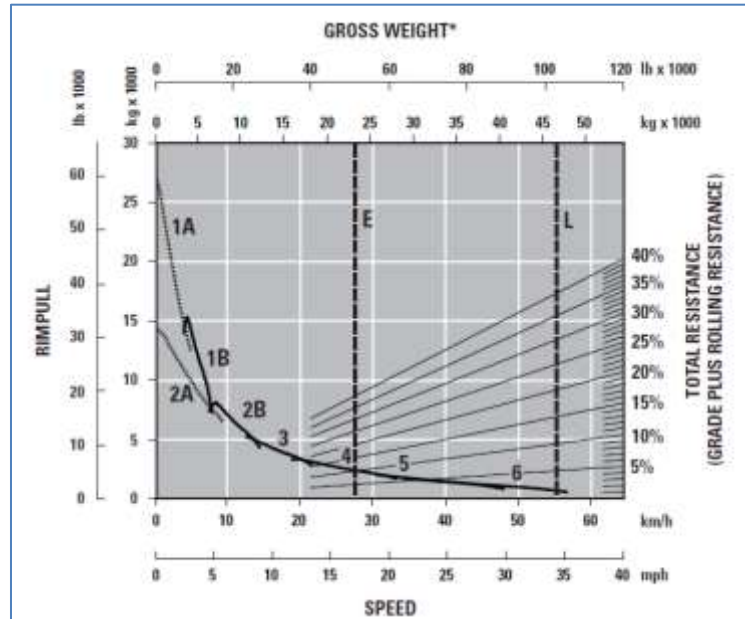


Figura B. Gráfico de rendimiento de los frenos del Camión articulado CAT 725C

