



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

**“Planeamiento Minero y Diseño de Explotación para
Materiales de Construcción en el Libre Aprovechamiento
San Gerardo de la parroquia Mariano Moreno”**

**Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:
Ingeniero en Minas**

Autor:

XAVIER ALEJANDRO ALMEIDA BUTIÑÁ

Director:

CARLOS FEDERICO AUQUILLA TERÁN

CUENCA – ECUADOR

2018

DEDICATORIA

A mis Padres.

AGRADECIMIENTOS

A Dios y a la Vida.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	iv
ÍNDICE DE FIGURAS.....	viii
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xii
RESUMEN.....	xiii
ABSTRACT.....	xiv
 INTRODUCCIÓN	 1
 CAPITULO I: GENERALIDADES.....	 3
1.1. Justificación.....	3
1.2. Descripción del proyecto.....	4
1.3. Base legal.....	5
1.4. Ubicación del Libre Aprovechamiento.	6
1.4.1. Acceso al Libre Aprovechamiento.	8
1.5. Geología regional.	8
1.5.1. Formación Tarqui (Holoceno y Plioceno).	9
1.5.2. Formación Biblián (Mioceno Inferior).	9
1.5.3. Formación Yunguilla (Cretácico Superior).	10
1.5.4. Formación Piñón (Cretácico).	10
1.5.5. Serie Paute (Cretácico).	10
1.6. Perfil geológico a nivel regional.....	10
1.7. Geología local y geomorfología.	11
1.7.1. Descripción del depósito mineral.	11
1.7.2. Caracterización del material.	11
1.7.3. Geología estructural.....	16
 CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO.....	 17
2.1. Planeamiento minero.	17
2.1.1. Tipos de planificación.	18

2.2.	Materiales de construcción.	19
2.2.1.	Lastre.	20
2.3.	Reservas geológicas y mineras.	20
2.3.1.	Reservas geológicas probadas.	21
2.3.2.	Reservas geológicas probables.	21
2.3.2.1.	Método de los perfiles.	22
2.3.2.2.	Modelo de bloques.	22
2.4.	Método minero.	23
2.5.	Minería a cielo abierto.	24
2.5.1.	Explotación de canteras.	24
2.6.	Sistema operativo.	34
2.6.1.	Arranque.	35
2.6.2.	Carguío.	35
2.6.3.	Transporte y vertido.	35
2.7.	Volumen de explotación.	37
2.7.1.	Factor de esponjamiento.	37
2.8.	Selección de maquinaria.	38
2.8.1.	Unidades de transporte.	38
2.8.2.	Unidades de arranque	39
2.8.3.	Unidades de carguío	39
2.8.4.	Factor de acoplamiento.	39
2.9.	Factor de seguridad.	40
2.10.	Estabilidad de taludes.	41
2.10.1.	Estabilidad de taludes en roca.	42
2.10.2.	Análisis estereográfico de taludes.	42
2.10.3.	Falla de talud por rotura planar.	44
2.10.4.	Falla de talud por rotura en cuña.	44
2.10.5.	Clasificación geomecánica CSIR.	47

CAPÍTULO III: DISEÑO DE EXPLOTACIÓN 52

3.1.	Metodología de diseño.	52
3.2.	Levantamiento topográfico.	53
3.3.	Geomorfología.	55

3.4.	Reservas mineras.	57
3.4.1.	Método de los perfiles.	57
3.4.2.	Modelo de bloques.	59
3.4.3.	Volumen de estéril.....	60
3.5.	Volumen de explotación.....	60
3.6.	Calidad del macizo rocoso.....	61
3.6.1.	Resistencia a la compresión uniaxial.....	61
3.6.2.	Índice de calidad de la roca RQD.....	61
3.7.	Factor de seguridad.....	63
3.7.1.	Análisis estereográfico.	63
3.8.	Diseño geométrico de bancos de explotación.	66
3.8.1.	Altura de talud.	67
3.8.2.	Ángulo de talud.	68
3.8.3.	Berma de seguridad.	68
3.9.	Plataformas de trabajo.	69
3.10.	Profundidad de la cantera.	70
3.10.1.	Número de bancos.	70
3.11.	Diseño de explotación.	71
3.12.	Geometría de la cantera.	71
3.13.	Diseño de vía de acceso.....	72
3.13.1.	Diseño horizontal de vía de acceso.	73
3.13.2.	Diseño vertical de vía de acceso.....	74
3.14.	Fases de explotación.....	74
3.15.	Cronograma de explotación.....	90
3.16.	Maquinaria minera.....	90
3.16.1.	Maquinaria de arranque y carguío.	91
3.16.2.	Maquinaria de transporte.	94
3.17.	Cuneta de coronación.	96

CAPÍTULO IV: SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE 98

4.1.	Equipos de protección personal.....	98
4.1.1.	Tipos de EPP.	99
4.2.	Matriz de riesgos.	99

4.3.	Señalética.....	101
4.3.1.	Especificaciones técnicas.	101
4.4.	Señalética fija.	104
4.5.	Señalética móvil.	105
4.6.	Mapa de ubicación de la señalética.	106
4.7.	Instalaciones.	107
4.7.1.	Almacenamiento de combustibles.....	108
4.8.	Cierre de mina.	109
4.8.1.	Revegetación.	110
CAPÍTULO V: ANÁLISIS ECONÓMICO		112
5.1.	Costo de operación.	112
5.1.1.	Costo de operación de arranque y carguío.	114
5.1.2.	Costo de operación de transporte.	114
5.2.	Requerimientos de personal.	116
5.2.1.	Costos de personal primer año.	116
5.2.2.	Costos de personal segundo año.....	117
5.3.	Costo de equipos de protección personal.	119
5.3.1.	Costos de señalética.....	119
5.3.2.	Costo de instalaciones.	120
5.4.	Costo del proyecto.	120
5.5.	Costo de producción.	121
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		122
BIBLIOGRAFÍA.....		125
ANEXOS.....		128

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Mapa de ubicación Libre Aprovechamiento “San Gerardo”.....	7
Figura 1.2: Polígono de concesión del Libre Aprovechamiento “San Gerardo”.	7
Figura 1.3: Vía de acceso al Libre Aprovechamiento.....	8
Figura 1.4: Mapa geológico regional del área de influencia.....	9
Figura 1.5: Perfil geológico a nivel regional.....	11
Figura 1.6: Corte en el terreno para prospección y caracterización del material.	12
Figura 1.7: Toba volcánica blanca y amarillenta con clastos angulosos.....	13
Figura 1.8: Perfil estratigráfico característico de la zona de estudio.	14
Figura 1.9: Material metavolcánico meteorizado y disgregable.	14
Figura 1.10: Macizo rocoso con veta de cuarzo.....	15
Figura 1.11: Perfil geológico a nivel local.	16
Figura 1.12: Planos de esquistosidad y familias de diaclasas.	16
Figura 2.1: Diferencia entre reservas geológicas y mineras.	21
Figura 2.2: Secciones para el cálculo de volumen por el método de los perfiles.	22
Figura 2.3: Variables geométricas que configuran el diseño de una cantera.	26
Figura 2.5: Esquema de un talud y banco de explotación.....	27
Figura 2.6: Geometría típica de pendiente a cielo abierto.	28
Figura 2.7: Esquema de una rampa de acceso en cortas mineras.....	31
Figura 2.8: Esquema de rampa de acceso a frentes de explotación en cantera.....	32
Figura 2.9: Plantilla de radio de giro para camiones de una sola unidad.....	33
Figura 2.10: Sistema operativo totalmente discontinuo.....	35
Figura 2.11: Combinaciones de equipos mineros para minería a cielo abierto.	36
Figura 2.12: Estabilización por conformación de taludes y bermas.	42
Figura 2.13: Representación falsilla de Shmidt, falsilla de Wulff y red Polar.	43
Figura 2.14: Orientación de un plano inclinado y su representación estereográfica.	43
Figura 2.15: Sección de los planos para la formación de una falla planar.....	44
Figura 2.16: Falla por cuña basado en metodología de proyección estereográfica. ..	45
Figura 2.17: Análisis de formación de cuñas en macizos rocosos.....	45
Figura 2.18: Parámetros de valoración para el cálculo del RMR.	48
Figura 2.19: Espaciamiento entre discontinuidades.....	49
Figura 2.20: Persistencia de discontinuidades en corte del terreno.	49
Figura 2.21: Abertura, rugosidad y relleno de las discontinuidades.....	50

Figura 3.1: Levantamiento topográfico del área concesionada sobre Ortofoto.	54
Figura 3.2: Quebrada sector Este del Libre Aprovechamiento.	55
Figura 3.3: Mapa de pendientes y quebrada del sector Sur-Este del área minera.	56
Figura 3.4: Delimitación del cuerpo mineral para el cálculo de reservas.	57
Figura 3.5: Perfiles con dirección W-E para calcular las reservas probables.	58
Figura 3.6: Adaptación de bloques entre curvas de nivel y modelo de bloques.	59
Figura 3.7: Representación de material estéril y reservas geológicas.	60
Figura 3.8: Factor de seguridad FS para taludes de diferente altura H.	68
Figura 3.9: Diseño geométrico de talud y berma de seguridad.	69
Figura 3.10: Parámetros de diseño geométrico de liquidación final de la cantera.	71
Figura 3.11: Emplazamiento de cantera con direcciones de avance de explotación.	66
Figura 3.12: Vía de acceso.	72
Figura 3.13: Perfil de la vía de acceso en la estación.	73
Figura 3.14: Diseño horizontal de la vía.	73
Figura 3.15: Diseño vertical. Escala horizontal 1:800 y escala vertical 1:200.	74
Figura 3.16: Perfil geométrico y vista 3D de bloques de explotación por fases.	75
Figura 3.17: Fase Uno – 5034 m ³	76
Figura 3.18: Fase Dos – 13326 m ³	78
Figura 3.19: Fase Tres – 17613 m ³	80
Figura 3.20: Fase Cuatro – 14059 m ³	81
Figura 3.21: Fase Cinco – 3686 m ³	83
Figura 3.22: Fase Seis – 13,635 m ³	85
Figura 3.23: Fase Siete – 19327 m ³	86
Figura 3.24: Fase Ocho – 21132 m ³	88
Figura 3.25: Excavadora hidráulica Komatsu PC200 – 1.17 m ³	91
Figura 3.26: Camión volquete Hino GH500 - 8 m ³	94
Figura 3.27: Trayecto del camión volquete entre el punto de carga y descarga.	94
Figura 3.28: Dimensiones recomendadas en cuneta de coronación.	96
Figura 3.29: Ilustración de diseño de cuneta de coronación.	97
Figura 4.1: Ejemplo de señal de Pare.	103
Figura 4.2: Mapa de ubicación de señalética de seguridad.	106
Figura 4.3: Mapa de ubicación de instalaciones mineras.	107
Figura 4.4: Cubeto para almacenamiento de combustibles.	108

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Ficha técnica del proyecto.	4
Tabla 2.1: Clasificación y denominación de áridos por su tamaño.....	19
Tabla 2.2: Ancho mínimo de plataforma de maniobras.	33
Tabla 2.3: Factor de seguridad para un estado límite de estabilidad global.	40
Tabla 2.4: Factor de seguridad de acuerdo a las consecuencias de fallo de un talud.	41
Tabla 2.5: Características y variables para falla por rotura en cuña.	46
Tabla 3.1: Rangos de pendiente y porcentaje superficial del terreno.	56
Tabla 3.2: Cálculo de reservas probables del sólido de control.	59
Tabla 3.3: Reservas probables del Libre Aprovechamiento	60
Tabla 3.4: Valoración de la clasificación RMR.	62
Tabla 3.5: Cohesión y ángulo de fricción interna del material metavolcánico.	62
Tabla 3.6: Sistemas de discontinuidades en el macizo rocoso.	63
Tabla 3.7: Cuñas opuestas a la dirección del talud.	64
Tabla 3.8: Cuñas subhorizontales.	64
Tabla 3.9: Factor de seguridad para 3 posibles fallas por rotura en cuña.	66
Tabla 3.10: Direcciones preferenciales de taludes de diseño.....	66
Tabla 3.11: Tabla de resumen de los parámetros de diseño de la cantera.	71
Tabla 3.12: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Uno.....	77
Tabla 3.13: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Dos.	79
Tabla 3.14: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Tres.....	80
Tabla 3.15: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Cuatro.....	82
Tabla 3.16: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Cinco.	84
Tabla 3.17: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Seis.	85
Tabla 3.18: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Siete.....	87
Tabla 3.19: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Ocho.	89
Tabla 3.20: Volúmenes y niveles de explotación por etapa de explotación.	89
Tabla 3.21: Volúmenes y niveles de explotación por etapa de explotación.	90
Tabla 3.22: Cronograma de explotación.	90
Tabla 3.23: Tiempo de ciclo para maniobras de carga y descarga.....	92
Tabla 3.24: Capacidad de producción de la excavadora hidráulica.	92
Tabla 3.25: Número de equipos de carguío.	93
Tabla 3.26: Volúmenes y tiempos de arranque y carguío durante el proyecto.	93
Tabla 3.27: Tiempo de transporte entre el punto de carga y descarga.	95

Tabla 3.28: Tiempo de ciclo entre el punto de carga y descarga.	95
Tabla 3.29: Factor de acoplamiento.	96
Tabla 4.1: Equipos de protección personal.	99
Tabla 4.2: Matriz de riesgos.	100
Tabla 4.3: Dimensiones de señales de seguridad.	102
Tabla 4.4: Colores de seguridad y significado de señalética.	103
Tabla 4.5: Señales fijas.	104
Tabla 4.6: Señales móviles.	105
Tabla 4.7: Tanque de combustible y bidón de aceite.	109
Tabla 5.1: Costo de alquiler de maquinaria.	112
Tabla 5.2: Cronograma de días de operación del proyecto.	113
Tabla 5.3: Costo de arranque y carguío.	114
Tabla 5.4: Número de viajes por camión volquete.	114
Tabla 5.5: Costos de transporte anual y total.	115
Tabla 5.6: Egresos salariales del primer año de ejecución del proyecto.	116
Tabla 5.7: Provisiones sociales del primer año de ejecución del proyecto.	117
Tabla 5.8: Egresos salariales del segundo año de ejecución del proyecto.	118
Tabla 5.9: Provisiones sociales del segundo año de ejecución del proyecto.	119
Tabla 5.10: Costo de EPP semestral.	119
Tabla 5.11: Costo de señalética.	120
Tabla 5.12: Costo de instalaciones.	120
Tabla 5.12: Costo del proyecto.	121
Tabla 5.13: Costo de producción de un metro cúbico.	121

ÍNDICE DE ANEXOS

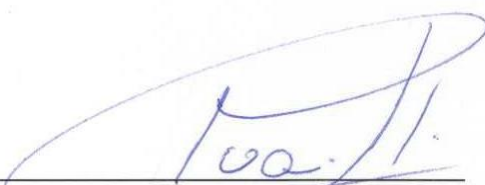
Anexo 1: Estimación de la resistencia a la compresión uniaxial en el terreno	128
Anexo 2: Clasificación ingenieril de acuerdo a la resistencia a la R.C.U.....	128
Anexo 3: Resistencia a la compresión uniaxial y densidad de varias rocas.....	129
Anexo 4: Coeficiente de esponjamiento de diferentes materiales “Sw”	130
Anexo 5: Matriz de mapeo geomecánico de campo.	131
Anexo 6: Valores de mapeo geomecánico RMR.	131
Anexo 7: Estereogramas para cálculo de F.S. por rotura en cuña.....	132
Anexo 8: Ábaco de Taylor para el cálculo de factor de seguridad en taludes.	133
Anexo 9: Principales familias de discontinuidades en estereogramas.	134
Anexo 10: Estereogramas de los planos de discontinuidad por falla planar.....	134
Anexo 11: Estereogramas de principales cuñas.	134
Anexo 12: Perfiles fase de explotación #1.....	135
Anexo 13: Perfiles fase de explotación #2.....	136
Anexo 14: Perfiles fase de explotación #3.....	137
Anexo 15: Perfiles fase de explotación #4.....	138
Anexo 16: Perfiles fase de explotación #5.....	139
Anexo 17: Perfiles fase de explotación #6.....	140
Anexo 18: Perfiles fase de explotación #7.....	141
Anexo 19: Perfiles fase de explotación #8.....	142

**PLANEAMIENTO MINERO Y DISEÑO DE EXPLOTACIÓN DE
MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN DEL LIBRE APROVECHAMIENTO
SAN GERARDO DE LA PARROQUIA MARIANO MORENO**

RESUMEN

El presente trabajo es una propuesta técnica, con un criterio de diseño de explotación y planificación minera a corto plazo aplicado al área minera de Libre Aprovechamiento Temporal para Materiales de Construcción "San Gerardo" código 10000455 del cantón Gualaceo. Conjuntamente, se evalúan parámetros técnicos, económicos, y operacionales para resolver la problemática actual de aprovisionamiento de lastre para el mantenimiento de vías internas de la parroquia, mediante un estudio que abarca la caracterización geológica y geomorfológica de la zona de estudio, cálculo de reservas del depósito, diseño y secuencia de explotación por fases y etapas, selección de maquinaria de arranque mecánico, carguío y transporte, y la estimación de los costos directos involucrados para la determinación del costo de producción de un metro cúbico de lastre con relación al costo de mercado, siendo este estudio un instrumento técnico y de calidad que servirá para el control sistemático de las operaciones unitarias, secuencia de explotación y uso de recursos.

Palabras Clave: Planeamiento minero, diseño de explotación, costo de producción, cantera, áridos y pétreos.



Carlos Federico Auquilla Terán
Director de Trabajo de Titulación



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Director de Escuela



Xavier Alejandro Almeida Butiñá
Autor

**MINING PLANNING AND EXPLOITATION DESIGN OF CONSTRUCTION
MATERIALS OF THE FREE USE OF SAN GERARDO OF MARIANO
MORENO PARISH**

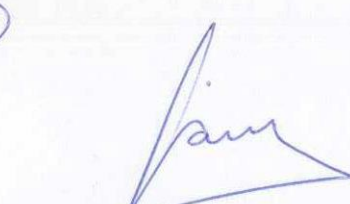
ABSTRACT

The present work was a technical proposal with a criterion of exploitation design and short-term mining planning applied to the mining of the temporary free use area for construction materials "San Gerardo" code 10000455 of canton Gualaceo. Technical, economic and operational parameters were evaluated to solve the current problem of ballast supply for the maintenance of internal roads of the parish. A study was carried out and included the geological and geomorphological characterization of the study area, the calculation of reservoir reserves, design and exploitation sequence by phases and stages. The selection of machinery for mechanical start-up, loading, transport and the estimation of the direct costs involved for the determination of the production cost of a cubic meter of ballast in relation to the market cost was also analyzed. This study was a technical and quality instrument that served for the systematic control of unit operations, sequence of exploitation and use of resources.

Keywords: Mining planning, mining planning, production cost, quarry, arid and stony.



Carlos Federico Auquilla Terán
Thesis Director



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Faculty Director





Xavier Alejandro Almeida Butiñá
Author



Translated by

Ing. Paul Arpi

Almeida Butiñá Xavier Alejandro

Trabajo de Titulación

Ing. Carlos Federico Auquilla Terán

Febrero, 2018

**PLANEAMIENTO MINERO Y DISEÑO DE EXPLOTACIÓN DE
MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN DEL LIBRE APROVECHAMIENTO
SAN GERARDO DE LA PARROQUIA MARIANO MORENO**

INTRODUCCIÓN

El planeamiento y diseño de explotación minera debe ser un instrumento técnico y de calidad para el control sistemático durante el avance de la explotación, expansión de nuevas reservas y cierre de ciclo de un proyecto minero. Es así que en las últimas décadas la ingeniería de minas ha tenido grandes progresos, gracias al uso de softwares especializados, con lo cual se ha beneficiado el análisis de varios parámetros ingenieriles de planificación y producción.

La explotación a cielo abierto de materiales áridos y pétreos, que se desarrolla en canteras, debe contar con un estudio de diseño y planificación de todas las operaciones que se desarrollen, durante el tiempo de ejecución de un proyecto minero, y que deben satisfacer los requerimientos de producción, sean estos definidos por la cantidad de demanda del producto, cantidad y calidad de material, o para compensar la necesidad de aprovisionamiento de material destinado para la obra pública, como es el caso de áreas concesionadas para Libre Aprovechamiento temporal de materiales de construcción. Conjuntamente con el diseño, se evalúan parámetros técnicos, económicos y ambientales para que la explotación se lleve de manera racional con el entorno geográfico y medio ambiente.

En la actualidad, el sector de los áridos y pétreos está adquiriendo un cambio muy notable, ya que se ha pasado de explotaciones anti técnicas en canteras, sin diseños ni

secuencia de minado, a explotaciones regidas por exigencias técnicas, legales, de calidad medioambiental y social, las que obligan al cumplimiento simultáneo de múltiples factores en el planteamiento y ejecución de un proyecto minero por más pequeño que este sea.

Las áreas mineras, destinadas al libre aprovechamiento para obras públicas, deben llevar una planeación que abarque un análisis económico donde se incluya maquinaria, costos y ritmos de producción, y sobretodo que se desarrolle dentro de parámetros ingenieriles que permitan realizar óptimos procesos de aprovechamiento de material.

El presente trabajo es una propuesta técnica, con un criterio de diseño y planificación de explotación aplicado al área minera de Libre Aprovechamiento temporal para materiales de construcción “San Gerardo” código 10000455. El proyecto se aplica en el sector San Gerardo de la parroquia rural Mariano Moreno, del Cantón Gualaceo, en la provincia del Azuay. El proyecto la problemática actual de aprovisionamiento de material de construcción con características favorables para la reconfiguración y mantenimiento de 48.5 Km de vías internas de segundo orden, vías que en el momento actual, su capa de rodadura está a nivel de tierra, encontrándose notablemente deteriorada por no recibir el mantenimiento adecuado.

La propuesta cumple con la elaboración de un planeamiento minero a corto plazo y diseño de explotación a mediano plazo, caracterización geológica y geomorfológica de la zona de estudio, determinación de reservas del depósito, análisis de las variables técnico económicas más influyentes para la operación de arranque y transporte de material para lastre, y determinación del costo de producción de un metro cúbico (1m^3) de material.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Justificación.

La junta parroquial de Mariano Moreno es la responsable del mantenimiento anual de vías de su jurisdicción. Su problema actual es el deterioro de la capa de rodadura de las vías internas por lo que es indispensable el aprovisionamiento de material de construcción, para la reconformación y mantenimiento de vías. Sin embargo cuentan con un terreno que no ha sido intervenido y que presenta características geológicas propicias para el aprovechamiento local.

Normalmente las áreas mineras concesionadas para el Libre Aprovechamiento temporal para materiales de construcción, permisos artesanales y concesiones de pequeña minería no aplican un diseño y secuencia de explotación para garantizar la estabilidad de las excavaciones durante el aprovechamiento del material con características para uso como lastre, así como tampoco, medidas de control social, ambiental, económico y de seguridad ocupacional. Es por eso que se busca efectuar un análisis técnico económico de las variables principales que abarquen el diseño de explotación. Todo esto con el fin de tener un control del avance de explotación en cuanto a volúmenes y costos de extracción, y también determinar el costo de producción de un metro cúbico de material con relación al costo de mercado.

Una mala o inexistente planificación minera no sólo puede afectar a la viabilidad del proyecto, también puede traer consigo un desperdicio de capital, así como afecciones ambientales.

1.2. Descripción del proyecto.

Este proyecto es una contribución de aplicación objetiva de la Ingeniería en Minas que busca desarrollar un planeamiento minero a corto plazo y diseño de explotación a mediano plazo para la obra pública en el área concesionada para el Libre Aprovechamiento “San Gerardo” código 10000455, por lo cual se realizará una planeación que contendrá desde el diseño, método y secuencia de explotación, hasta las especificaciones técnico económicas, pasando por la selección de maquinaria y un análisis de costos en sus fases operativas para poder calcular el costo de producción de material en el proyecto.

El análisis económico de costos incluye únicamente valores de egresos por ser el caso de un Libre Aprovechamiento, de esta manera se definirá el costo de producción de un metro cúbico de material y poder compararlo con el costo nominal de venta de un metro cubico de lastre en el mercado.

El plazo de ejecución del proyecto por ser un Libre Aprovechamiento Temporal es de 24 meses, en donde los materiales de construcción a explotarse deberán ser utilizados única y exclusivamente en la obra pública para la que ha sido solicitada, con un volumen total de extracción de 124540 m³ manifestado en la solicitud de explotación, proyectándose 4 etapas de explotación por año y con volúmenes de extracción conforme se muestra en la siguiente ficha técnica (Tabla 1.1).

Tabla 1.1: Ficha técnica del proyecto.

FICHA TÉCNICA - LIBRE APROVECHAMIENTO “SAN GERARDO”				
Código	10000455			
Superficie	6 hectáreas contiguas.			
Coordenadas de ubicación	WGS84	748941 E	PSAD56	749200 E
		9683225 N		9683600 N
Plazo de ejecución	24 meses			
Provincia	Azuay			
Cantón	Gualaceo			
Parroquia	Mariano Moreno			
Sector	San Gerardo			
Recurso de explotación	Áridos y Pétreos			
Volumen diario de extracción	242,32 m³			
Volumen total de extracción	124540 m³			

1.3. Base legal.

Las entidades e instituciones del Estado, directamente o por intermedio de sus contratistas, podrán aprovechar los materiales de construcción para obra pública en áreas libres, concesionadas y aquellas autorizadas por los gobiernos municipales (Ley de Minería, 2009). De acuerdo al Reglamento General a la Ley de Minería (2009), el material que se obtenga del área concesionada para Libre Aprovechamiento, podrá emplearse, única y exclusivamente, en el beneficio de la obra pública para la que se requirió

La vigencia y los volúmenes de explotación se regirán y se extenderán única y exclusivamente por los requerimientos técnicos de producción y el tiempo que dure la ejecución de la obra pública.

Una de las obligaciones del GAD parroquial rural de Mariano Moreno es la obtención de la autorización para el Libre Aprovechamiento temporal para materiales de construcción conforme a lo dispuesto en el Art. 144 de la Ley de Minería, y Art. 5 del Reglamento Especial para el libre Aprovechamiento de materiales de construcción, por lo que la autorización de Libre Aprovechamiento Temporal de materiales de construcción “San Gerardo” código 10000455, se encuentra aprobada a partir del 30 de enero del año 2017, el cual determina de acuerdo a informe catastral Nro. ARCOM-C-CR-STCMCI-2016-20341-IC, que el área “San Gerardo” código 10000455 se encuentra libre con respecto a otras áreas mineras y áreas protegidas, presentando una superficie de 6 hectáreas mineras contiguas.

Antes de poder iniciar la etapa de explotación el titular del Libre Aprovechamiento, en este caso, la junta parroquial de Mariano Moreno, deberá presentar los actos administrativos previos de acuerdo al artículo 26 de la Ley de Minería, en sus literales:

- a) Obtención de la Licencia Ambiental aprobada por la autoridad ambiental competente. El beneficiario del libre aprovechamiento está obligado al cumplimiento del ordenamiento jurídico ecuatoriano en materia ambiental.
- f) Certificado del SENAGUA, respecto de la eventual afectación a cuerpos de aguas superficial y subterránea.

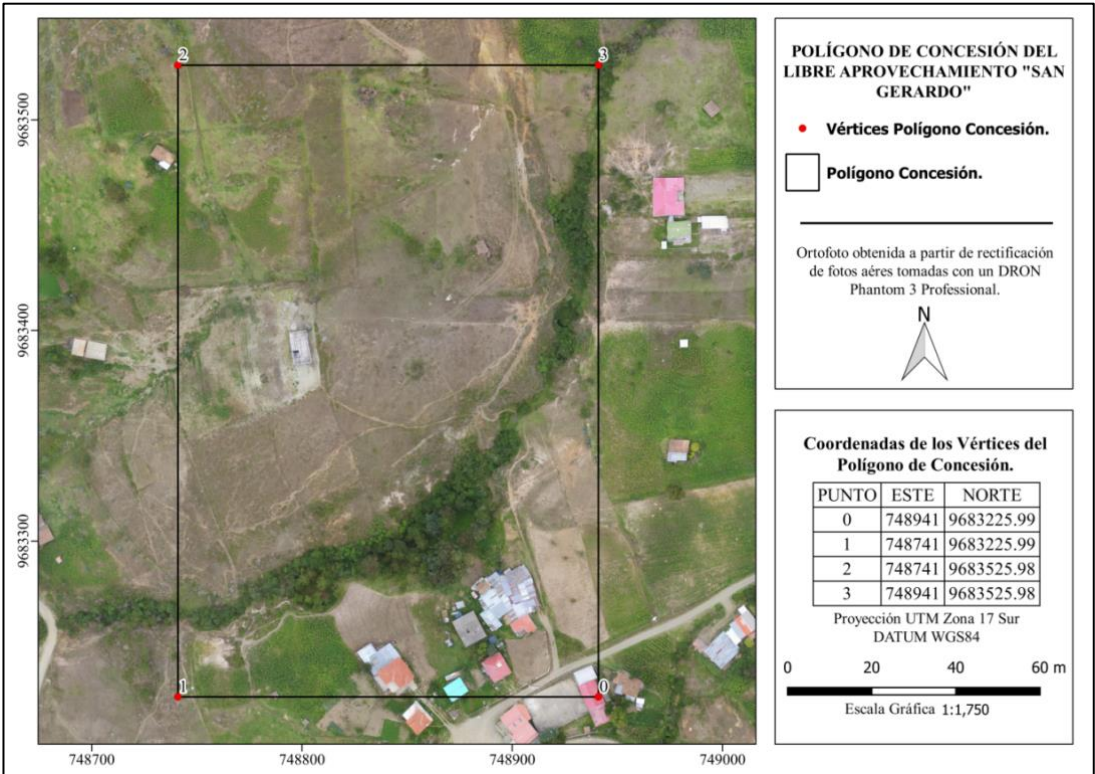
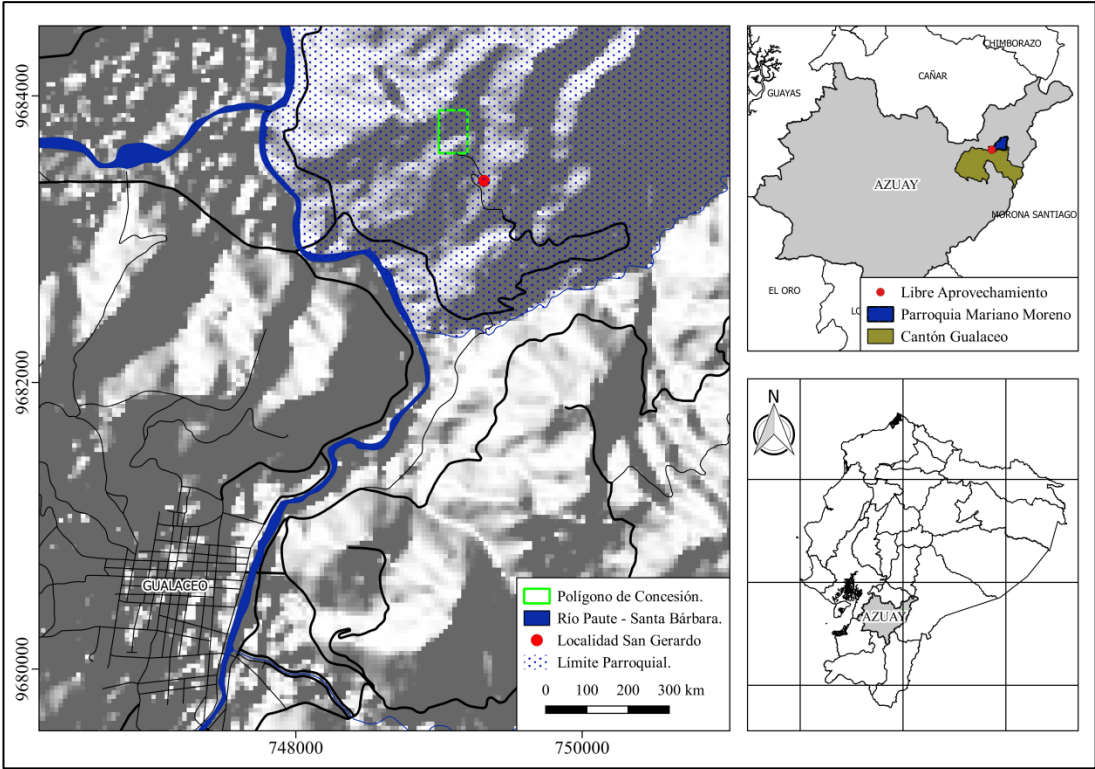
La solicitud de Libre Aprovechamiento para materiales de construcción, deberá, además de los requisitos establecidos en el artículo 26 de la Ley de Minería, contener lo siguiente:

- Denominación de la institución del Estado que solicita, así como nombre del titular o representante legal.
- Ubicación del área a explotarse, señalando lugar, parroquia, cantón y provincia.
- Número de hectáreas mineras solicitadas y plazo de la explotación.
- Volumen total de extracción, maquinaria, equipos y estudio de diseño explotación.

1.4. Ubicación del Libre Aprovechamiento.

La concesión minera, que corresponde al Libre aprovechamiento “San Gerardo” y conformada por una superficie de 6 hectáreas, se encuentra ubicada en la localidad San Gerardo, parroquia Mariano Moreno, cantón Gualaceo, en la provincia del Azuay (Figura 1.1). Según la división política administrativa, la zona de estudio está localizada al noroeste del Cantón Gualaceo; limita al norte, con la periferia del cantón Guachapala; al sur, con la Parroquia Daniel Córdova Toral, Luis Cordero y la periferia del centro cantonal de Gualaceo en el río San José; al este, con la periferia del centro cantonal de El Pan y la parroquia San Vicente de este mismo cantón; y al oeste, las parroquias El Cabo y Chicán pertenecientes al cantón Paute.

El polígono de concesión del Libre Aprovechamiento con coordenadas proyectadas UTM correspondientes a la Zona 17 Sur, referenciados al DATUM WGS 84 (Figura 1.2) se representa sobre una foto aérea del área de interés. El acceso hacia el área minera se encuentra ubicado en el sector norte del polígono de concesión.



1.4.1. Acceso al Libre Aprovechamiento.

Desde la ciudad de Cuenca a la altura de la Universidad del Azuay, siguiendo la autopista de circunvalación Sur en dirección Norte, se avanza hasta el desviador de Guangarcucho; desde ahí, se toma la vía hasta el sector el Descanso, y se continua por la carretera estatal 594 hasta llegar al sector de Bullcay, en donde se toma la “Y” hacia Certag, con un recorrido total de 33 Km de distancia. Siguiendo este trayecto se toma la vía Guazhalan Certag hasta llegar a la localidad de San Gerardo, en la que se avanzan 500 m hasta llegar al ingreso del área concesionada de Libre Aprovechamiento con un recorrido adicional de 3.4 Km aproximadamente (Figura 1.3).

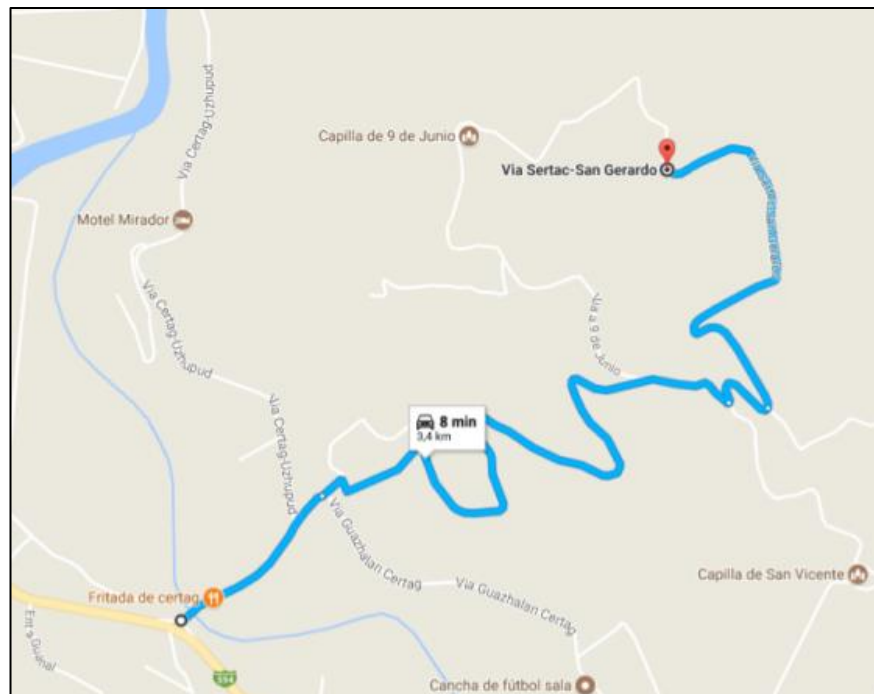


Figura 1.3: Vía de acceso al Libre Aprovechamiento.
Fuente: Google Maps, 2017.

1.5. Geología regional.

A nivel regional y de acuerdo a la cartografía geológica disponible del cantón Gualaceo, los materiales presentes en el área de estudio se encuentran ubicados en la subdivisión superior Meta volcánicos San Francisco (Figura 1.4), de la Serie Paute (Bristow; 1973), sobre la Formación Tarqui (Figura 1.5). Esta clasificación original de las rocas metamórficas de bajo grado ha sido revisada por Aspden y Lhiterland (1992), quienes consideran que las mismas pertenecen a la Unidad Maguazo.

La litología presente consiste principalmente en filitas, micaesquistos, pizarras y cuarcitas intensamente plegadas. Estas rocas fueron originadas por el metamorfismo de rocas volcánicas y volcano detritos, es por eso que se evidencia la presencia de andesitas, dacitas tobas, conglomerados y aglomerados volcánicos.

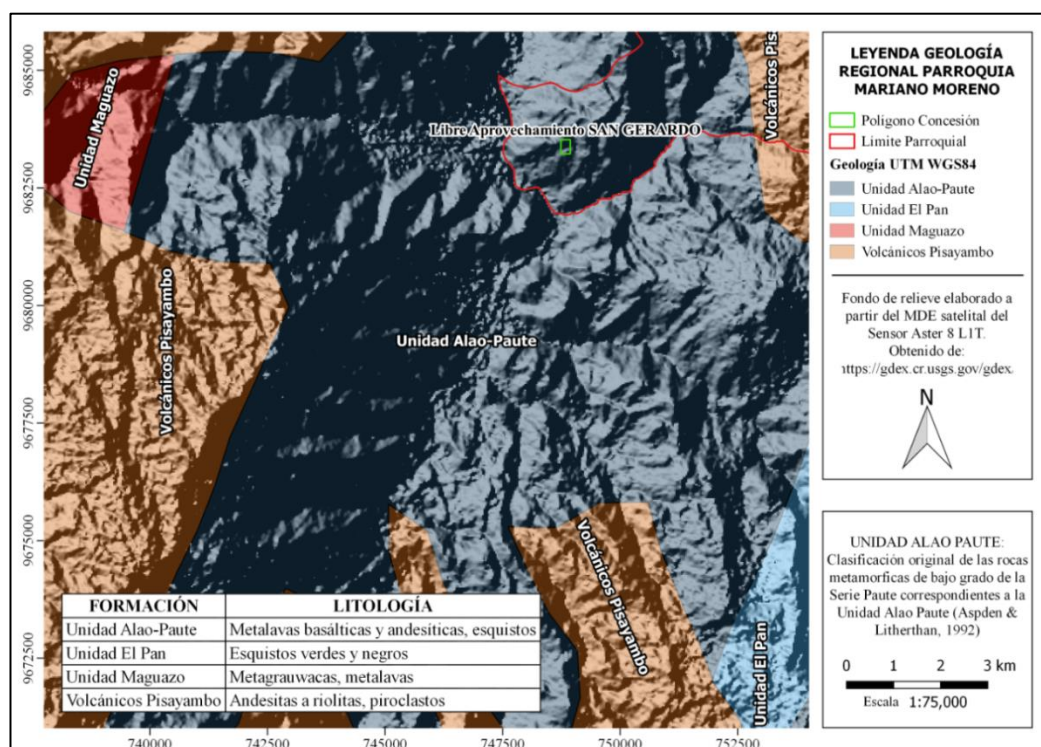


Figura 1.4: Mapa geológico regional del área de influencia.

Fuente: Geoportal del Instituto Geográfico Militar, 2017.

De acuerdo a la hoja geológica de Gualaceo escala 1:50000 y en base topográfica del Instituto Geográfico Militar (1969), se describe la geología a nivel regional del área de influencia del proyecto y las diferentes formaciones geológicas presentes.

1.5.1. Formación Tarqui (Holoceno y Plioceno).

Las rocas constituyentes a esta formación corresponden a piroclásticas ácidas aunque ocasionalmente se observan lavas. En ciertos lugares por alteración hidrotermal se ha alterado completamente la roca original a caolín.

1.5.2. Formación Biblián (Mioceno Inferior).

Esta formación descansa sobre la Formación Yunguilla. El depósito basal es usualmente de guijarro medianamente grueso, a menudo con guijarros de la Formación Yunguilla. Esta litología se repite en muchos niveles dentro de arcillas

limosas, arenosas finas y en bloques predominantemente café rojisos y areniscas tobáceas gruesas. El afloramiento problemático de andesitas y tobas en el Descanso se cree que es contemporáneo con las andesitas extrusivas de Cojitambo y Biblián. Localmente se encuentra yeso (Bristow, 1969).

1.5.3. Formación Yunguilla (Cretácico Superior).

Litológicamente hay predominancia de argilita negra, meteorizada o pasando a arcillas café oscuras o negras. La silicificación es común en varios niveles, encontrándose depósitos de caliza y concreciones carbonatadas en toda la secuencia. Areniscas y capas guijarrosas fosilíferas se observan en varias localidades así como lavas andesíticas. En general, esta formación buza hacia el Occidente.

1.5.4. Formación Piñón (Cretácico).

Tan solo una pequeña parte de esta formación sin metamorfismo aflora dentro del perfil geológico. En otras partes la basta acumulación de lavas andesíticas a lo largo de los Andes Occidentales tiene un espesor de varios miles de metros. Al Este de la cuenca sedimentaria hay una transición de la parte superior dentro de la formación Yunguilla, pero no se ve bien porque la zona de transición ha sido meteorizada. Las andesitas de esta formación tienen un color verde-gris característico, con láminas masivas homogéneas de varios metros de espesor. Ocasionalmente se encuentra tobas interestratificadas.

1.5.5. Serie Paute (Cretácico).

Constituyen las rocas más antiguas meteorizadas. Es una serie compuesta de esquistos verdes, filitas negras y meta-volcánicos. Esta serie se divide en la parte inferior (Esquistos de el Pan) y en la superior (Meta-volcánicos de San Francisco).

1.6. Perfil geológico a nivel regional.

En base a un corte a lo largo del mapa geológico del cantón Gualaceo (Figura 1.5), se presenta el perfil geológico a nivel regional de las formaciones presentes en el área de estudio (Bristow, Mapa Geológico del Ecuador Escala 1:50000 - Hoja Geológica Gualaceo, 1969).

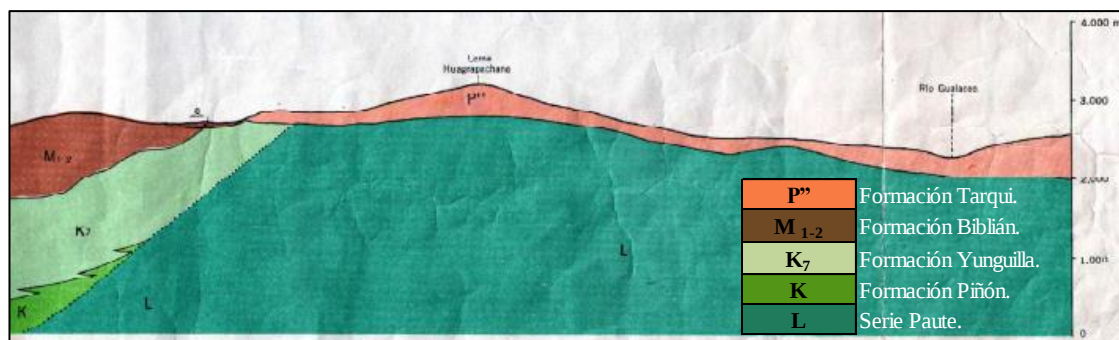


Figura 1.5: Perfil geológico a nivel regional.

Fuente: Mapa geológico del Ecuador, Hoja geológica del cantón Gualaceo 1969.

1.7. Geología local y geomorfología.

1.7.1. Descripción del depósito mineral.

El yacimiento de acuerdo a su morfología es isométrico con una disposición horizontal, se encuentra aflorando en superficie y presenta poco recubrimiento o estéril. Se lo considera como un depósito volcánico masivo que se extiende en todas sus direcciones y con un relieve en superficie laderoso y con pendientes suaves. Las rocas de recubrimiento son blandas y sedimentarias producto de suelos residuales y material piroclástico con una potencia entre 1 m y 8 m. El macizo rocoso presenta un dominio estructural por lo que se considera al medio como discontinuo, presentando este material piroclástico clastos sub angulosos en la parte superior del depósito, y un macizo de mayor competencia en niveles más profundos por debajo del nivel 2496 msnm. En ambos casos se evidencia un metamorfismo dinámico a nivel regional por lo que se evidencia la presencia de planos de esquistosidad y familias de diaclasas.

La zona del proyecto se encuentra ubicada sobre la serie Alao Paute, en el miembro superior Metavolcánicos de San Francisco, evidenciándose la presencia de lavas andesíticas, aglomerados volcánicos, tobas mezcladas con suelo residual y material piroclástico.

1.7.2. Caracterización del material.

Para caracterizar el material y poder definir el perfil geológico a nivel local, se efectuó una prospección geológica superficial a lo largo y ancho del área concesionada, determinándose los tipos de materiales presentes en el área de estudio en base a la cartografía geológica disponible, afloramientos de material metavolcánico y observación e interpretación de un corte de cinco metros de altura

en el terreno (Figura 1.6) ubicado en la cota 2507 msnm, con coordenadas referenciadas al DATUM WGS48 Este: 748800 y Norte: 9683390, y en el que se evidencia un perfil estratigráfico y estructural característico de la zona de estudio. En el mencionado punto, existe una plataforma en la cual se ha emplazado una vivienda que se encuentra en construcción.



Figura 1.6: Corte en el terreno para prospección y caracterización del material.

Las unidades litológicas de la zona de estudio presentan un alto grado de fisuramiento debido al metamorfismo dinámico regional de la zona. La roca matriz corresponde a una Dacita, que es una roca ígnea extrusiva, y que en superficie se encuentra con alto grado de meteorización, así como, material coluvial procedente de antiguos deslizamientos locales, y tobas volcánicas. Los relieves de ladera y pendiente suaves se deben a derrames de lava de composición andesítica de manera efusiva a través de fracturas, con un posterior evento hidrotermal, por la presencia de cuarzo en el suelo residual y presencia de vetas en el macizo rocoso (Figura 1.7, Derecha).

En la parte superior del depósito en el sector Este de la concesión, el material se encuentra constituido principalmente por tobas de grano grueso con coloraciones blancas por el contenido de ceniza volcánica y lapilli (Figura 5, Izquierda) y amarillentas (Figura 5, Derecha) debido a la presencia de óxidos procedentes de la roca matriz meteorizada, las cuales presentan clastos angulosos de matriz rocosa y cuarzo.



Figura 1.7: Toba volcánica blanca y amarillenta con clastos angulosos.

1.7.2.1. Horizonte A:

Descendentemente (Figura 1.8) se evidencia la presencia de un horizonte A con una potencia entre 10 cm y 30 cm en las zonas más llanas del terreno, el cual corresponde a materia orgánica del suelo superior del perfil estratigráfico más común.

1.7.2.2. Horizonte B:

Subyacente al horizonte A se encuentra material disgregable, al cual se lo ha denominado horizonte B, éste se caracteriza por la presencia de clastos angulosos y sub angulosos englobados en una matriz gruesa de coloración amarillenta y con presencia de suelo residual el cual se formó por alteración y disgregación *in situ* del material piroclástico y macizo rocoso, además de movimientos epirogénicos, presentando una potencia media entre 40 cm a 80 cm, además presenta una litología homogénea y una distribución sin selección ni estratificación aparente.

1.7.2.3. Piroclastos Metavolcánicos:

Se trata de material volcánico fragmentado, expulsado y distribuido por el viento en forma de material suelto, presentando clastos de roca de composición andesítica que se encuentran dispuestos en flujos a lo largo y ancho del área del proyecto, presentando clastos subangulosos, englobados en una matriz volcánica de Tefra, producto del recorrido de los flujos efusivos, además se evidencian planos de esquistosidad, alargamiento y alineaciones preferenciales de minerales, producto de los esfuerzos tectónicos causantes del metamorfismo dinámico regional de la zona.



Figura 1.8: Perfil estratigráfico característico de la zona de estudio.

En el sector Este del área minera en el nivel 2532 msnm y con coordenadas Este: 748915 y Norte: 9683470 se evidencian afloramientos que presentan zonas con alto grado de meteorización presentando franjas arenosas con material disgregable y clastos angulosos (figura 1.9, Izquierda), así como material brechoso (Figura 1.9, Derecha). Este material presenta potencias mayores en este sector debido a que la meteorización ha sido más agresiva por el flujo de escorrentía superficial producto de la formación de la quebrada del sector Este.



Figura 1.9: Material metavolcánico meteorizado y disgregable.

1.7.2.4. Macizo Metavolcánico:

La última unidad litológica presente a nivel local corresponde al macizo rocoso basal que aflora en el nivel 2496 msnm el cual es más competente y resistente que el material piroclástico. Esta unidad presenta sistemas de diaclasas que han sido rellenadas con cuarzo (Figura 1.10), producto acción hidrotermal en el depósito, evidenciándose la presencia vetas de cuarzo aflorando en superficie. Este material presenta planos de discontinuidad con direcciones preferenciales producto del metamorfismo regional de la zona.



Figura 1.10: Macizo rocoso con veta de cuarzo.

En base en un corte en dirección Este Oeste a lo largo de la zona de estudio con coordenadas en el punto inicial Este: 748928 y Norte: 9683465, y punto final Este: 748772 y Norte: 9683496, y con una cota máxima y mínima de 2534 msnm y 2496 msnm respectivamente, se ha definido un perfil geológico a nivel local (Figura 1.11) mediante la observación, recolección de evidencias e interpretación geológica en la etapa de prospección geológica. Tomando en cuenta la cota en el cual aflora el macizo rocoso metavolcánico se ha definido el nivel del punto más profundo de explotación de la cantera que corresponde a la plataforma de construcción de la vivienda ubicada en el corte del terreno del sector Oeste en la cota 2507 msnm.

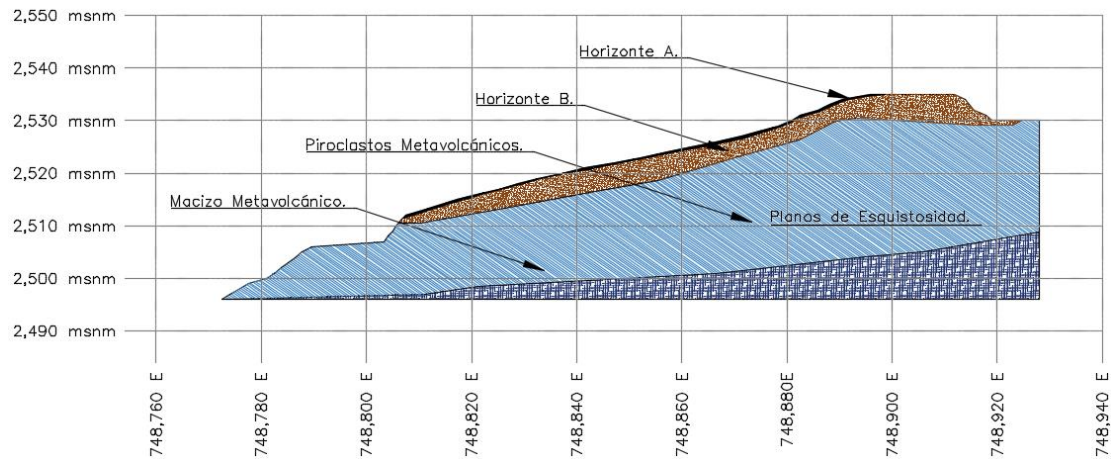


Figura 1.11: Perfil geológico a nivel local.

1.7.3. Geología estructural.

En base a observación y prospección geológica de campo, estructuralmente el material se caracteriza por la presencia de planos de discontinuidad bien definidos, tales como planos de esquistosidad y familias de diaclasas en donde la fracturación del macizo rocoso está en el orden de 25 fracturas por metro lineal para los planos de esquistosidad y entre 1 m y 1.3 m de separación para las diaclasas (Figura 1.12), presentando diferentes orientaciones entre planos de discontinuidad. Las diaclasas se encuentran abiertas con relleno arcilloso.



Figura 1.12: Planos de esquistosidad y familias de diaclasas.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Planeamiento minero.

La elaboración y aplicación de un planeamiento minero, a corto plazo, dentro de la industria minera, conlleva al análisis y programación detallada para la extracción y movimiento de materiales provenientes de la corteza terrestre, todo esto, en función de un rango de tiempo y espacio definido, y de acuerdo a las características geométricas, de calidad y cantidad de reservas y escenario económico en el mercado. Todo esto se logra mediante métodos mineros, y sistemas operativos que estarán en función de los requerimientos de producción necesarios para cada tipo de explotación minera.

La planificación de las actividades y operaciones dentro de la actividad minera, busca programar la extracción de los recursos en función de la información disponible en las etapas previas al inicio de la explotación, es decir, a medida que se depura la información durante el avance de explotación, se van visualizando los detalles más relevantes de la producción, de tal manera que la información es la herramienta fundamental para el avance y desarrollo de cada tipo de actividad minera, ya que los resultados del período o etapa de explotación dependerán exclusivamente del cumplimiento de las actividades programadas, y en función de esa programación, cronograma o secuencia de explotación, se estudiarán a futuro las variaciones necesarias en la operación minera para una mejora del sistema operativo o expansión de reservas.

Se denomina secuencia de explotación o estrategia de consumo de reservas a la forma en que se extraen los materiales desde la cantera, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (Morales, 2010), esta estrategia se aplica para que se lleve la explotación con un sentido de avance secuencial dentro de canteras de áridos y pétreos.

La planeación minera tradicional estima los cuerpos minerales por medio de modelos simples, los cuales no permiten observar la variabilidad e incertidumbre asociada a este. Por lo anterior, conseguir una mejor aproximación en cuanto a las reservas de un depósito, producción de mineral y mejoramiento de la planeación contribuirá con el objetivo principal de todo proyecto minero que será alcanzar el mayor valor actual neto (VAN) posible (Morales, 2010), o equilibrio financiero de acuerdo al costo en el mercado del material de explotación, con relación al costo de producción del mismo.

2.1.1. Tipos de planificación.

La planificación de explotación de una cantera se puede diferenciar en tres tipos, según el tiempo de programación:

2.1.1.1. Planificación minera a largo plazo.

La planificación a largo plazo corresponde a períodos mayores a un año y hasta el cierre de mina. Esta planificación se hace en las etapas iniciales de proyectos que estarán muchos años en operación (20, 30 o más años). Se utilizan para proyectar flujos de caja para estudios de viabilidad económica del proyecto (Rossi & Baudino, 2015).

2.1.1.2. Planificación minera a mediano plazo.

Corresponde a aquellas proyecciones que se utilizan en la planificación de mina trimestral, semestral o anual. A grandes rasgos se entiende como planificación de mediano plazo a la programación anual, detallada en cada uno de los meses (Rossi & Baudino, 2015). Dentro de esta planificación se enmarca la programación de etapas en el Diseño de Explotación del presente proyecto.

2.1.1.3. Planificación minera a corto plazo.

La planificación a corto plazo se centra en un horizonte de planificación diaria, semanal, mensual y trimestral. Es la única a la cual se le puede asignar un tiempo preciso. El análisis de planificación a corto plazo dependerá de la duración del proyecto, no es lo mismo un proyecto de treinta años contra uno de dos o tres años (Rossi & Baudino, 2015), tal como el presente caso de estudio (2 años).

2.2. Materiales de construcción.

Son aquellos materiales que se extraen directamente de la naturaleza no necesitando para su empleo nada más que darles la granulometría adecuada (Crespo Escobar, 2010), es decir, sin que sea necesario ningún proceso industrial diferente a la trituración y al cribado entre su explotación y su aplicación final.

Se consideran materiales de construcción, a las arcillas y rocas superficiales, gravas, clastos, arenas y demás materiales utilizados directamente o como agregados en la industria de la construcción.

Estos materiales pueden clasificarse de dos maneras, sean materiales áridos y pétreos; la primera es cuando el material presenta características disgregadas o material brechoso, sólo es necesario hacer una clasificación del material por granulometría, calidad del material o especificaciones técnicas de venta del producto. La segunda forma es cuando se debe procesar al material que se encuentra en forma de bloques, y que es necesario que se ejecute un proceso de trituración y clasificación para obtener la granulometría y características deseadas del material como producto final.

Según (Herrera, 2006) la clasificación y valor económico de los materiales áridos y pétreos o de construcción, están condicionados por su granulometría, y se pueden denominar de acuerdo a la Tabla 2.1.

Tabla 2.1: Clasificación y denominación de áridos por su tamaño.

DENOMINACIÓN	TAMAÑO
Escollera	> 200 mm
Cantos gruesos	100 mm - 200 mm
Cantos medios	20 mm - 100 mm
Grava	2 mm - 20 mm
Arena	0.02 mm - 2 mm
Limo	0.002 mm - 0.02 mm
Arcilla	< 0.002 mm

Fuente: Herrera, 2006.

2.2.1. Lastre.

Dentro de los materiales de construcción, también se emplea el término “Lastre”, para designar a aquellos materiales resquebrajados o lastras que se encuentran meteorizados en superficie, siendo los mismos, una combinación de materiales granulares constituidos por grava y arena de mala calidad para hormigones y asfaltos.

Para este tipo de aprovechamiento de material no es necesario un proceso de trituración y clasificación, y en la mayoría de los casos, el arranque del material de los frentes de explotación se lo lleva a cabo mediante arranque mecánico con tractores de orugas o excavadoras hidráulicas, no siendo necesario la preparación del macizo rocoso para la efectuar voladura.

Este tipo de material, por la combinación de materiales de diferente granulometría es usado para el lastrado de vías debido al reacomodo que adoptan las partículas al momento de reconformar la vía. Cuando presenta demasiado material arcilloso no es aconsejable su uso para este tipo de obras. Es usado también como material de relleno en obras civiles.

2.3. Reservas geológicas y mineras.

Previo a la planeación minera propiamente dicha, se evalúa el depósito mineral para definir dos tipos de reservas, reservas geológicas o *in situ* y reservas mineras (Figura 2.1). Las reservas geológicas constituyen el conjunto del yacimiento, es decir, todo el material presente como depósito mineral. Las reservas mineras representan la mineralización económicamente y técnicamente explotable, una vez efectuado el diseño de la cantera y definido el método de explotación más adecuado (Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

La cantidad de reservas mineras por cada etapa o bloque de explotación se tomará en cuenta para el avance y cantidad de bancos a explotar. Dentro del ámbito de aplicación dentro una explotación a cielo abierto de tipo cantera esta clasificación se convierte en una sola debido a que la explotación de lastre se encuentra distribuida en grandes mantos de meteorización media a avanzada por lo que el aprovechamiento del material generalmente es en su totalidad, por lo que se maneja un coeficiente de destape cercano a cero, el cual corresponde a la relación entre la cantida de esteril y el material a extraer.

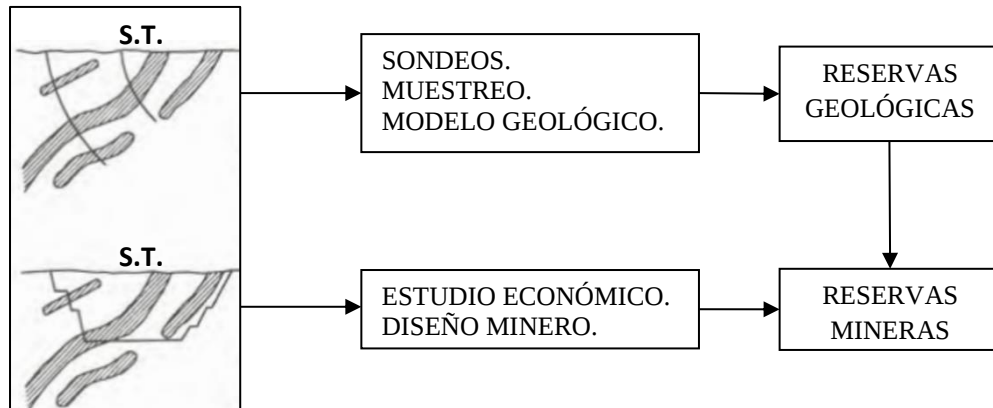


Figura 2.1: Diferencia entre reservas geológicas y mineras.
Fuente: Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997.

2.3.1. Reservas geológicas probadas.

Corresponden a aquellas reservas geológicas que cuentan con un alto grado de conocimiento en función de los diferentes análisis e investigaciones previas en la etapa de exploración, en la cual se pueden definir los límites de explotación económicamente rentables para que la actividad minera se desarrolle con normalidad y con bajo grado de incertidumbre.

2.3.2. Reservas geológicas probables.

Son aquellas reservas geológicas que han sido evaluadas con menor grado de exploración e investigación con respecto a las reservas probadas, como para poder incluirlas en un diseño final de explotación. Estas reservas se incluyen dentro de las etapas iniciales de un proyecto minero y son las que se presentarán en el presente caso de estudio, debido a la poca información que se obtiene en la exploración geológica a nivel superficial, así como la falta de exploración avanzada con recuperación de testigos, factores claros para disminuir el grado de incertidumbre y no estar dentro de la clasificación de reservas probadas.

Para el cálculo de reservas probables dentro del área de Libre Aprovechamiento se aplicarán dos métodos de estimación, uno clásico denominado método de los perfiles y otro moderno denominado modelo de bloques, únicamente para establecer un volumen más representativo del cuerpo mineral de estudio y promediar estos dos valores para obtener un valor de reservas probables más aproximado.

2.3.2.1. Método de los perfiles.

Este método consiste en la generación de secciones que definan los límites del cuerpo mineral para poder calcular un volumen aproximado de manera gráfica (Figura 2.2). El cálculo de reservas por este método se detalla en el inciso 3.4.1 donde se especifican las secciones de cálculo con su correspondiente valor de reservas probables.

La distancia entre las secciones o perfiles va definir la exactitud del cálculo, pues mientras más separadas estén las secciones se pueden generar importantes errores debido a la existencia de cambios en la mineralización y relieve topográfico, que no son controlados por la distribución de los sucesivos perfiles (Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

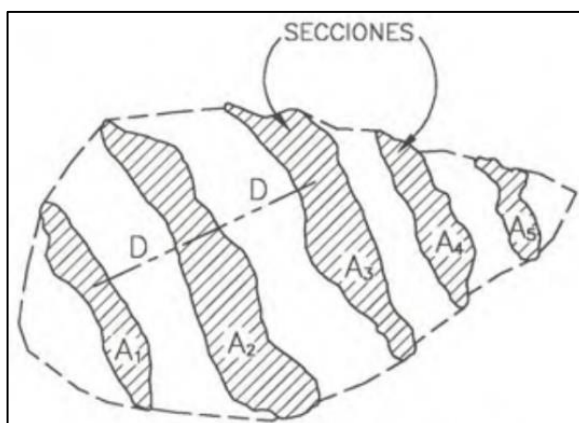


Figura 2.2: Secciones para el cálculo de volumen por el método de los perfiles.
Fuente: Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997.

2.3.2.2. Modelo de bloques.

Este método, explicado a grandes rasgos es utilizado en la evaluación de reservas de yacimientos minerales para discretizar mediante bloques un cuerpo mineral, definiendo unitariamente cada bloque con información de cantidad, calidad, densidad, costo de recuperación, volumen de mineral, etc., pretendiendo así tener un control de calidad del avance de explotación y un mayor control visual de planificación a corto, mediano y largo plazo, así como tener un control de los volúmenes de extracción por reserva minera, etapa o bloque de explotación.

Las dimensiones de los bloques en los ejes x,y, están en función de algunas variables, como las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, distribución mineralógica, etc., y en el eje z está en función de la altura de bancos, diseño de explotación y

características de la maquinaria de arranque. Toda la información con la que se cuenta se debe actualizar y depurar constantemente en función del avance de explotación hasta llegar a un modelo representativo del yacimiento, del cual se obtenga el mayor beneficio económico y control de producción.

Este modelo se aplicará usando software de libre acceso llamado Recmin, para generar bloques de un metro de arista en cada eje y obtener un estimado de cálculo y promediarlo con el calculado por el método de los perfiles, todo esto se detalla en el inciso 3.4.2 donde se muestra al sólido de control para el cálculo de reservas con la aplicación de este modelo.

2.4. Método minero.

Se denomina método minero a un proceso iterativo a escala temporal y espacial para la explotación de un yacimiento mediante un conjunto de sistemas operativos, procesos y maquinarias que operan de manera ordenada, repetitiva y rutinaria (Herrera, 2006).

Para definir como extraer un depósito mineral se deberá establecer el método de aprovechamiento, sea este por el método de explotación por minería a cielo abierto, o por el método de explotación por minería de interior o minería subterránea. Para tomar esta elección se analizan varios elementos característicos del yacimiento.

- a. Ubicación o posición espacial del cuerpo mineral.
- b. Forma o geomorfología del cuerpo mineral.
- c. Tamaño y ejes principales del cuerpo mineral.
- d. Topografía o y geomorfología.
- e. Profundidad o cercanía a la superficie del cuerpo mineral.
- f. Tipo y calidad de mineralización.
- g. Selectividad de la mineralización.
- h. Características geomecánicas del macizo rocoso.
- i. Calidad de información de reservas en la campaña de exploración.
- j. Cantidad de inversión.

Para el presente caso de estudio, de acuerdo a las características de disposición, geomorfología, calidad y cantidad del yacimiento mineral, el método minero que se adopta para la explotación de lastre para la obra pública corresponde a explotación por minería a Cielo Abierto.

2.5. Minería a cielo abierto

La extracción de materiales de interés económico y más cercanos a la superficie se efectúa mediante el método de explotación por minería a “Cielo Abierto”, el cual se caracteriza por generar una cavidad en la superficie terrestre mediante la extracción del cuerpo mineral de interés, y para el caso de los áridos y pétreos o materiales de construcción se opta por el término de explotación en “Cantera”.

2.5.1. Explotación de canteras.

La explotación de canteras consiste en el método más común para la extracción de materiales áridos y pétreos, y se caracteriza por la formación de un gran número de bancos, aprovechando la pendiente y el depósito superficial, el cual generalmente se divide en capas masivas pero no competentes, adquiriendo así una forma escalonada o terrazas por niveles de explotación presentando bermas intermedias y taludes técnicamente diseñados en condiciones de estabilidad favorables, con el fin de garantizar la seguridad del personal operativo y el aprovechamiento racional y secuencial de la roca o mineral de interés.

Dentro de los submétodos mineros de explotación por minería a cielo abierto aplicado a canteras para zona de ladera y en función de la dirección del avance de explotación, se describen los siguientes.

2.5.1.1. Avance frontal y frente de trabajo de altura creciente.

Es la alternativa más frecuente por la facilidad de apertura de las canteras y por la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta o zona de apilamiento del material. Su ventaja es que el frente de trabajo está siempre activo y es progresivamente más alto en función del avance (Herrera, 2007).

2.5.1.2. Excavación descendente y abandono con bancos altos.

Esta alternativa permite iniciar la restauración ambiental con anticipación y desde los bancos superiores hasta los de menor cota con un avance descendente. Esta elección exige constituir toda la infraestructura diaria para acceder a los niveles superiores desde la base de la excavación, los cuales corresponden a la creación de accesos hacia el primer frente de explotación y plataforma de maniobras en la primera etapa de explotación (Herrera, 2007). Se planteará un diseño y método de explotación descendente y abandono del talud final en bancos bajos para el diseño minero del presente proyecto.

2.5.1.3. Avance lateral y abandono del talud final.

Este submétodo se lleva a cabo cuando la cantera tiene un desarrollo transversal reducido, profundizándose poco en la ladera pero con un avance lateral amplio (Herrera, 2007). Permite recuperar taludes finales una vez excavado las etapas iniciales con bermas iniciales correspondientes a accesos dinámicos durante el avance del proyecto minero.

2.5.1.4. Terminología para explotaciones de Cantera.

El conjunto de elementos de diseño que se ejecutan para la explotación de una cantera están definidos por la aplicación de varios criterios, tales como la producción proyectada del proyecto, la geometría de la cantera, el tipo de maquinaria, condiciones de seguridad y estabilidad de la excavación, entre otras.

En la figura 2.3 se representan las variables y elementos geométricos que configuran una cantera de materiales de construcción, tales como parámetros geométricos y geotécnicos del diseño minero, los cuales se detallan a continuación.

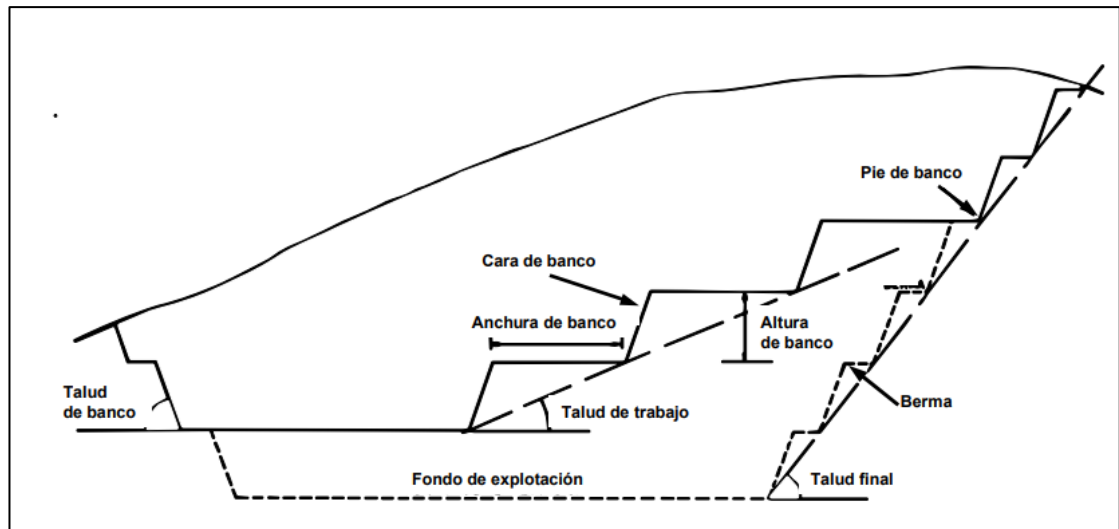


Figura 2.3: Variables geométricas que configuran el diseño de una cantera.
Fuente: Herrera, 2007.

2.5.1.5. Banco de explotación.

Este elemento que conforma una cantera corresponde al espacio y bloque ubicado entre dos niveles de explotación (Figura 2.4). La altura que constituye el banco de explotación está en función del diseño del talud o cara del banco, corresponde a la distancia vertical entre niveles o bancos sucesivos de explotación. Todos los bancos deben ser de la misma altura, a menos que las condiciones geológicas y geomecánicas del material recomienden hacer excepciones, todo esto con el objetivo de mantener las mejores condiciones de rendimiento de la maquinaria y estabilidad local de la cantera.

2.5.1.6. Talud.

Un talud es una superficie inclinada formada naturalmente por procesos geodinámicos o por la intervención antrópica, diferenciándose de taludes naturales y artificiales respectivamente. El talud corresponde a la inclinación de la cara del banco cuya pendiente corresponde a la línea medida desde el pie o base del talud hasta la corona del mismo (Figura 2.4), cuyo ángulo es medido con respecto a la horizontal.

La magnitud de altura del talud en una excavación a cielo abierto, corresponde a la distancia medida entre dos niveles de explotación o altura de banco. Se mide desde el pie de banco verticalmente y con proyección horizontal hasta la corona del mismo.

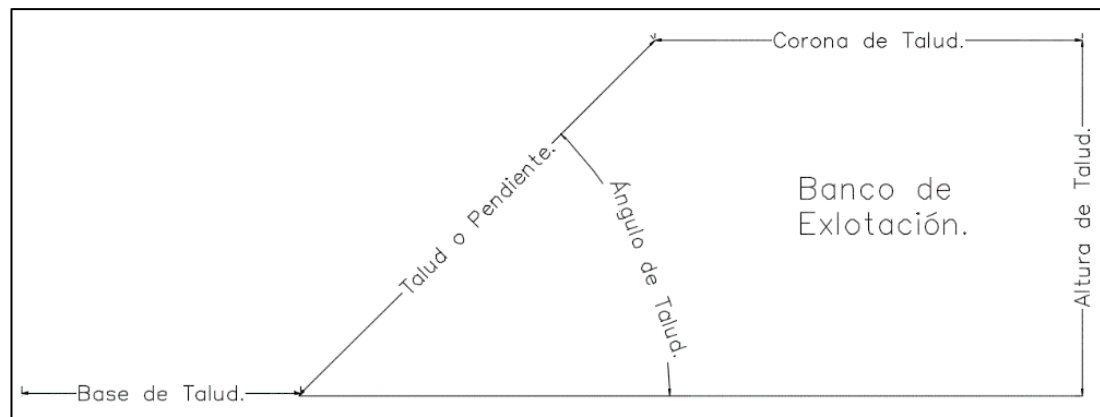


Figura 2.4: Esquema de un talud y banco de explotación.

2.5.1.7. Ángulo del talud.

Sin duda uno de los parámetros geométricos más significativos en la explotación de una cantera es el ángulo de talud, ya que durante la explotación se debe garantizar la estabilidad de cada uno de los sectores y niveles de explotación intervenidos, para lo cual se requiere mantener una geometría de diseño óptima, es decir, que permita un máximo beneficio económico en función de un mínimo factor de riesgo de que ocurra algún mecanismo de rotura por efecto geomecánico. Los ángulos de talud con que se trabaja en una explotación a cielo abierto son los siguientes y se definirán dentro del diseño minero.

2.5.1.7.1. Ángulo global.

Es el ángulo de inclinación con que queda un grupo de bancos sin existir entre ellos alguna diferencia geométrica importante dentro de los niveles de explotación intervenidos previamente (Figura 2.5). Éste ángulo se mide desde el pie de banco en cota más baja, hasta la cresta del banco de cota mayor en las primeras etapas de explotación. También representa el ángulo de inclinación con que queda el último corte exterior del rajo, incluyendo todas las variaciones geométricas de diseño existentes en cada cierre de fase de explotación (Figura 2.5). Este ángulo se mide desde el pie del banco más profundo hasta la cresta del banco más alto de la cantera.

2.5.1.7.2. Ángulo de talud inter rampa.

Representa el ángulo de inclinación con que queda el conjunto de bancos que se ubican entre rampas de acceso (Figura 2.5). Este ángulo se mide desde el pie de banco inferior donde se encuentra una rampa hasta la cresta del banco donde se encuentra la continuación de la rampa vista en perfil.

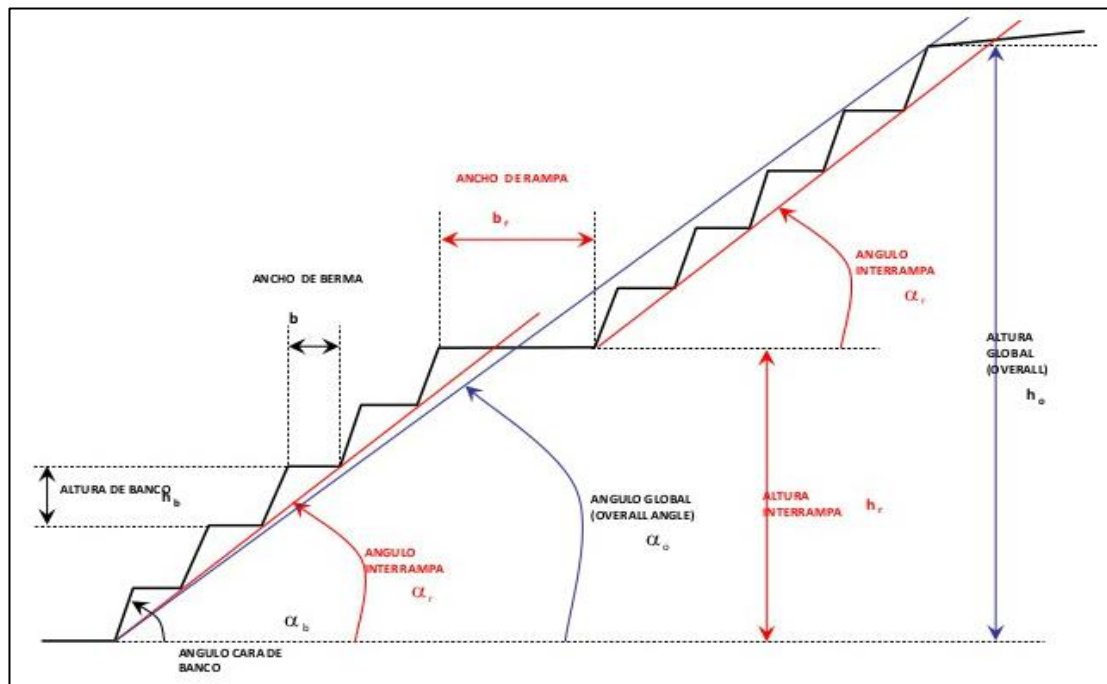


Figura 2.5: Geometría típica de pendiente a cielo abierto.
Fuente: Wyllie & Mah, 2005.

2.5.1.8. Berma de Seguridad.

Son aquellas plataformas existentes en los límites de cada talud que ayudan a mejorar la estabilidad de la excavación y las condiciones de seguridad (Figura 2.5). Se utiliza como área de protección al detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores (Bustillo & López, 1997), para evitar bloqueos de las rampas de acceso, daño de maquinaria o personal ubicado en plataformas ubicadas en niveles inferiores de explotación.

De acuerdo al criterio de Ritchie (1963), modificadas por Evans y Call (1992), el ancho W que debe alcanzar cada berma de seguridad en función de la altura de los bancos de explotación se encuentra expresado en las siguientes ecuaciones.

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

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

De acuerdo a la Universidad Europea (s.f), para el diseño de taludes y bermas de seguridad se deben tomar en cuenta los siguientes criterios, los cuales definirán la geometría de los bancos de cierre de mina.

- De acuerdo a la geología local, mientras más competente sea la roca, se podrán diseñar ángulos y alturas de talud mayores. Para areniscas, calizas y rocas ígneas duras y sanas los taludes pueden ser conformados casi verticales. En esquistos no se permiten taludes verticales, teniendo relaciones geométricas entre $1/2H:1V$ a $2H:1V$, y altura máxima de 10 metros.
- Mientras mayor sea el grado de meteorización, los taludes deberán diseñarse más tendidos, con mayores anchos de bermas y con menores alturas. Para materiales muy meteorizados, los taludes máximos deberán tener una relación $1H:1V$, altura máxima de 7 metros y anchos de berma mínimos de 4 metros. Para taludes de gran altura se permiten mayores pendientes en el pie que en la cabeza del corte. Para materiales muy fracturados se toman los mismos criterios.
- Los taludes no han de tener pendientes superiores al buzamiento de las diaclasas, planos de estratificación y superficies de deslizamiento. Mientras menor sea el espaciamiento entre discontinuidades, se conformaran taludes de menor altura.
- Para materiales arcillosos, la altura de los taludes no debe superar los 5 metros, con anchos de berma no menores a 4 metros, y una relación geométrica de $2H:1V$ a $1H:1V$.
- Los suelos saturados o con presencia de niveles freáticos de baja profundidad deberán tener un talud máximo de $2H:1V$.
- En zonas de amenaza sísmica, el talud máximo permisible se rige a $H:1V$.

2.5.1.9. Accesos.

Dentro de las actividades de planificación en una explotación minera a cielo abierto se encuentra la construcción o habilitación de vías y rampas de acceso dinámicas, es decir, que van cambiando su ubicación, dirección o pendiente en el transcurso del avance de explotación. La pendiente de los accesos no debe sobrepasar el 20%, y el ancho de acceso debe superar en dos metros el ancho de la unidad que vaya a circular por el eje de transporte (Herrera, 2007).

Para la explotación de una cantera de materiales pétreos se requiere ir coordinando las actividades productivas diarias con la ejecución de las operaciones que tienen relación con la construcción de accesos, los cuales tiene que cumplir con los siguientes parámetros de diseño.

- Permitir el acceso libre al frente de explotación.
- Cumplir con las características geométricas de los equipos de transporte.
- Estar libres de cualquier riesgo de inestabilidad geomecánica.
- Permitir la realización de actividades paralelas con completa seguridad.

El ancho que deben tener las vías y rampas de acceso está en función del tamaño, capacidad, cantidad, características geométricas y de productividad de la maquinaria que por la vía transiten (Huancayo, 2008). De acuerdo a la siguiente expresión se calcula el ancho del acceso para una explotación a cielo abierto.

$$A = a * (0.5 + 1.5n)$$

En donde:

- **A:** Ancho de rampa (m).
- **a:** Ancho del equipo (m).
- **n:** Número de carriles (u).

2.5.1.9.1. Accesos en cortas mineras.

En explotaciones a cielo abierto el ingreso hacia los frentes de explotación se efectúa mediante rampas (Figura, 2.6) las cuales están caracterizadas por estar dispuestas de forma radial hasta el fondo de la excavación.

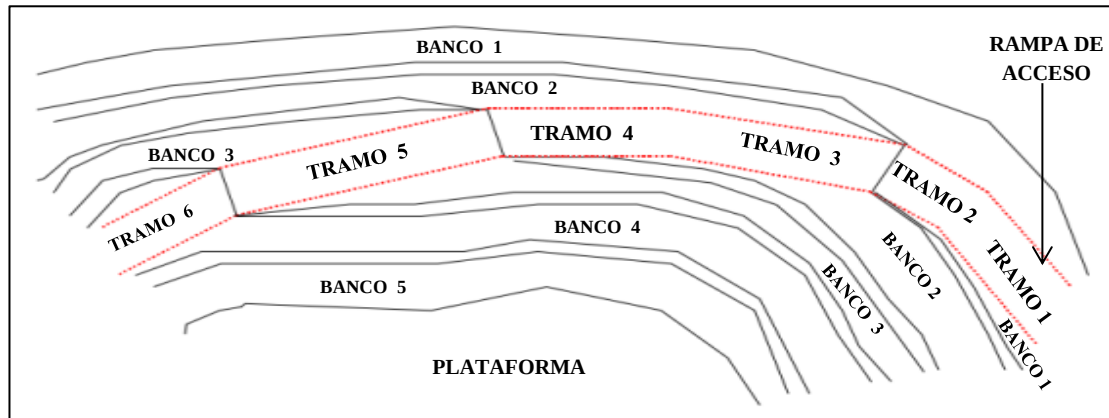


Figura 2.6: Esquema de una rampa de acceso en cortas mineras.
Fuente: Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.

2.5.1.9.2. Accesos en canteras.

A diferencia de las cortas mineras en una explotación de tipo cantera se tiene el siguiente esquema descendente, caracterizado por el ingreso y avance por niveles de explotación, los cuales presentan un avance de excavación o arranque lateral con abandono del talud final (Figura 2.7).

Este tipo de acceso hacia los frentes de explotación es el que se aplicará para el diseño de explotación. La pendiente, el ancho y los radios de curvatura de cada tramo de los accesos, deben ser diseñados de manera que los equipos que circulen puedan alcanzar sus máximos rendimientos productivos sin sufrir deterioros en su funcionamiento, riesgos en la operación de acarreo del material pétreo y tiempos muertos entre operaciones unitarias.

La diferencia de cota de cada tramo por lo general resulta de la diferencia de cota de cada banco, es decir la altura de nivel o banco de explotación.

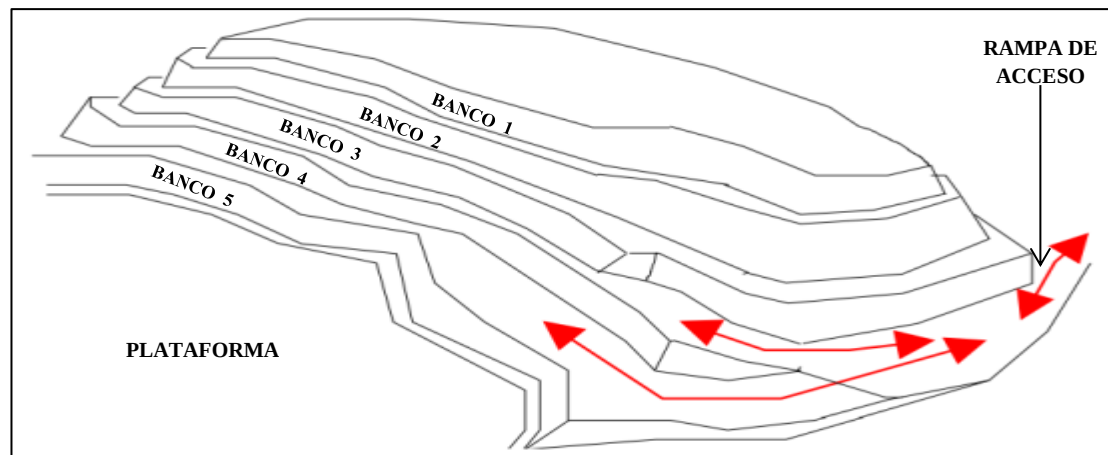


Figura 2.7: Esquema de rampa de acceso a frentes de explotación en cantera.
Fuente: Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile.

Tomando en cuenta que una rampa de acceso se compone por varios tramos, y que no necesariamente pueda tener la misma geometría a lo largo del eje de recorrido, se deben tomar en consideración para su diseño las siguientes variables:

- Pendiente del tramo en porcentaje o grados.
- Diferencia de cota del tramo.
- Ancho del tramo de rampa.
- Radios de giro del equipo que circule en el tramo.
- Longitud real del tramo, es la que deben recorrer los equipos.
- Longitud aparente del tramo, es la que se observa con vista en planta.

El radio de giro o curvatura de la maquinaria de carguío y transporte, que circulen por las rampas de acceso y plataformas de maniobras de los niveles de explotación, corresponde al espacio de giro necesario para que los ejes delanteros de los equipos puedan curvar 180° la dirección de recorrido (Figura, 2.8). Para el caso de la maquinaria de acarreo del material dentro de la cantera se tomará el radio de giro para camiones de una sola unidad (García, 2014), y para la maquinaria de carguío se toma de la ficha técnica del equipo.

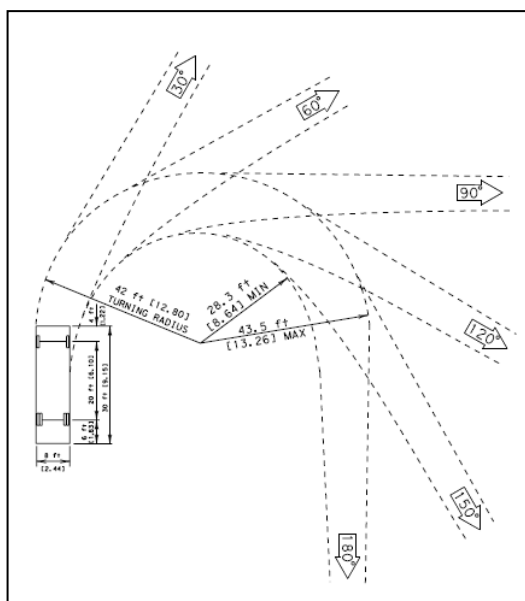


Figura 2.8: Plantilla de radio de giro para camiones de una sola unidad.
Fuente: García, 2014.

2.5.1.10. Plataforma de Maniobras.

Las operaciones básicas de arranque, carga y transporte de materiales de construcción en el interior de una cantera se desarrollan sobre una plataforma de maniobras, la cual para el cálculo de su dimensionamiento se determinará una anchura mínima de operación en función de la maquinaria que circule por la misma y distancias de seguridad.

De acuerdo a (Herrera, 2007) se puede estimar las dimensiones mínimas para las plataformas de maniobras (Tabla 2.2) donde se usa maquinaria de tamaño pequeño a mediano.

Tabla 2.2: Ancho mínimo de plataforma de maniobras.

Operaciones de perforación para una fila de barrenos.	9.5 m
Operaciones de carga y volteo con excavadora.	25 m
Operaciones de carga con excavadora y volteo.	12.47 m
Operaciones de carga con cargadora de neumáticos y transporte.	12.47 m + Radio de giro
Operaciones de carga con excavadora, transporte y perforación.	19.47 m
Operaciones de carga con cargadora de neumáticos, transporte y perforación.	19.47 m + Radio de giro

Fuente: Herrera, 2007.

El espacio requerido para ejecutar la operación de maniobra en el frente de explotación es la anchura mínima de banco (A_b). Según (Ortíz, s.f) se debe diseñar considerando los siguientes parámetros técnicos:

$$A_b = A + P + T + Z$$

- A: El radio de giro del cargador y camión volquete (m).
- P: Zona de perforación o bloque de explotación de arranque (m).
- T: Camino de transporte (m).
- Z: Zona de seguridad (m).

La zona de seguridad está destinada a la formación de bermas de seguridad, las cuales servirán para delimitar dinámicamente las plataformas de trabajo y como muros de contención para un posible descarrilamiento y caída a distinto nivel de maquinaria y personal, así como detener desprendimientos de material de los niveles superiores. En los niveles donde no se pueda cumplir con esta anchura mínima para evitar el riesgo de caídas a distinto nivel se coloran conos de seguridad. Debe dejarse una separación de seguridad a cada lado del equipo igual a la mitad de la anchura del mismo (Herrera, 2007).

2.6. Sistema operativo.

Se entiende por sistema operativo al conjunto interrelacionado de técnicas y procesos que se llevan a cabo para la extracción de minerales de una forma repetitiva, rutinaria e iterativa (Herrera, 2006).

El sistema operativo de acuerdo a la técnica de arranque, carguío y transporte, y según la continuidad del ciclo de minado para el presente proyecto, corresponde a un sistema totalmente discontinuo, en donde la operación de arranque se lleva a cabo por equipos discontinuos y el transporte con camiones volquete (Figura 2.9). Este sistema se acopla a modificaciones durante el transcurso de la operación minera debido a su versatilidad de cambio por ser un sistema totalmente discontinuo.

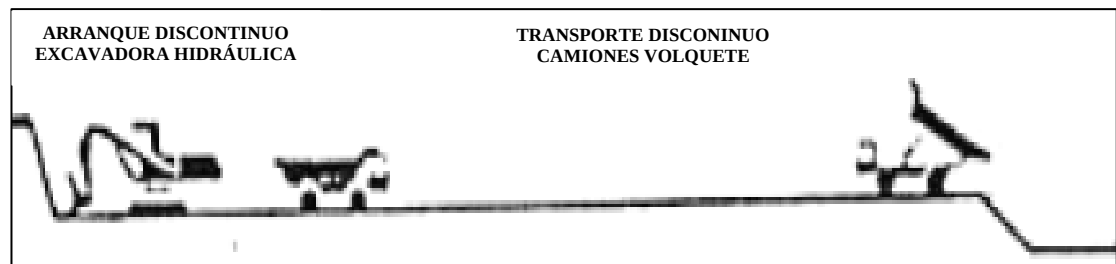


Figura 2.9: Sistema operativo totalmente discontinuo.
Fuente: Herrera, 2006.

Dentro del sistema operativo de explotación que se adopte para la ejecución de cada proyecto minero se diferencian tres operaciones unitarias, las cuales se detallan a continuación, y se ejecutan de acuerdo al tipo de maquinaria y sistema de explotación definido, sea este continuo o discontinuo. Un sistema continuo es aquel que no presenta tiempos muertos dentro de las operaciones unitarias de explotación del material pétreo desde el frente de explotación a la zona de apilamiento, escombreras o plantas de trituración y clasificación fijas o móviles.

2.6.1. Arranque.

El arranque de material es la primera de las operaciones extractivas dentro de una cantera, la cual consiste en desprender y fragmentar el material pétreo del frente de explotación a un tamaño adecuado para la posterior maniobra de los equipos de carguío. Dentro del presente proyecto estas dos operaciones las puede realizar la misma excavadora hidráulica.

2.6.2. Carguío.

La carga consiste en recoger el material ya fragmentado, sea por voladura o mediante arranque mecánico, y depositarlo seguidamente sobre otro equipo o instalación adyacente. Esta operación se lleva a cabo generalmente con palas cargadoras frontales sobre ruedas y excavadoras hidráulicas dentro de los sistemas de explotación discontinuos.

2.6.3. Transporte y vertido.

El transporte consiste en la operación de desplazamiento de los diferentes materiales de explotación hasta las plantas de tratamiento, zonas de apilamiento de material, y paralelamente para material estéril hasta las zonas de escombrera. La operación de

vertido generalmente la realiza el propio equipo que efectúa la operación de transporte.

De acuerdo a una serie de variables y especificaciones técnicas se establece un sistema de explotación y combinación de equipos mineros acorde a variables geológicas propias del yacimiento mineral, así como condicionantes de disponibilidad de maquinaria para la ejecución de las obras, las cuales se clasifican de acuerdo a las siguientes combinaciones.

- (Arranque) + (Carguío) + (Transporte y Vertido).
- (Arranque y Carguío) + (Transporte y Vertido).
- (Arranque, Carguío, Transporte y Vertido).

En el siguiente diagrama (Figura 2.10) se representan las combinaciones de maquinaria para minería a cielo abierto de acuerdo al sistema de explotación, combinación de operaciones unitarias y maquinaria disponible para la ejecución de un proyecto minero. A partir de este esquema se ha definido dentro del presente proyecto un sistema de explotación discontinuo sin preparación del macizo rocoso, dentro del cual, el arranque y carguío del material será mecánico con el uso de excavadoras hidráulicas para luego disponerlo en las unidades de transporte; operaciones unitarias que se desarrollan dentro de una explotación por minería a cielo abierto.

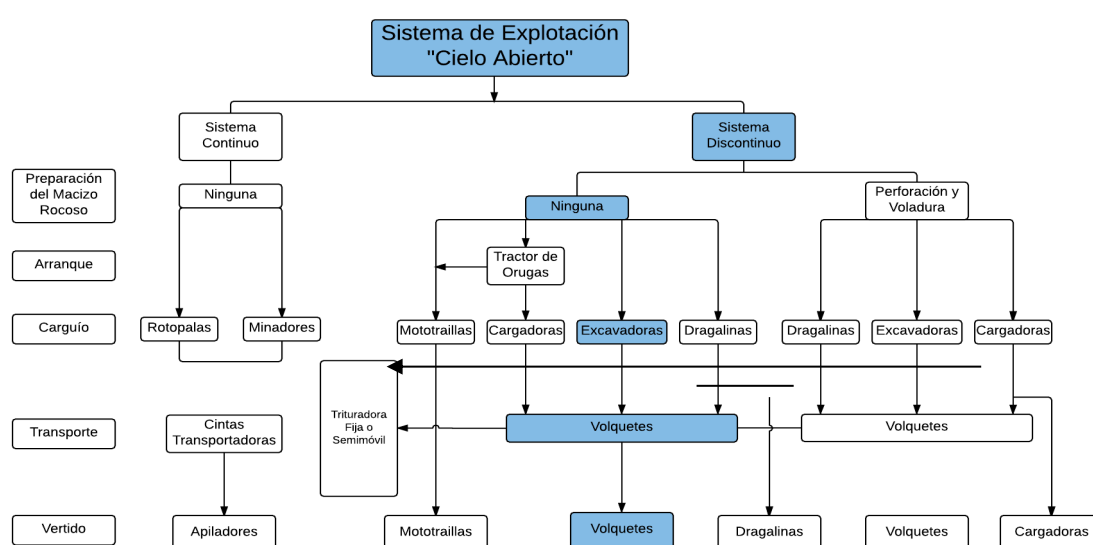


Figura 2.10: Combinaciones de equipos mineros para minería a cielo abierto.
Fuente: Instituto Tecnológico Geominero de España, s.f.

2.7. Volumen de explotación.

Al excavar el material del banco de explotación, éste aumenta su volumen al crearse espacios o vacíos de aire entre el material rocoso y el material alterado por la nueva disposición que adopta el material al ser removido del banco de explotación. A esta propiedad se la conoce como factor de esponjamiento del material y se toma en cuenta para calcular la producción requerida y determinar los bloques reales de explotación a ser extraídos por etapa.

2.7.1. Factor de esponjamiento.

Se conoce como factor de esponjamiento “Fw” a la relación numérica entre el volumen que ocupa el material en banco “Vb”, y el volumen que ocupa el material suelto “Vs”, y que corresponde al porcentaje de volumen con el cual aumenta el material una vez removido del banco de explotación. El factor de esponjamiento es menor que uno.

$$Fw = \frac{Vb}{Vs}$$

El porcentaje de esponjamiento “Sw” o relación entre el incremento de volumen que experimenta el material suelto respecto al que tenía en el banco, servirá para calcular la cantidad de material necesario a explotar para cada año de acuerdo a la siguiente expresión:

$$Sw = \frac{Vs - Vb}{Vb} * 100$$

El porcentaje de esponjamiento y factor de esponjamiento están relacionados mediante la siguiente expresión:

$$Fw = \frac{1}{\frac{Sw}{100} + 1}$$

Despejando de la última ecuación y tomando el volumen de material a extraer por año o suelto “Vs” correspondiente a 62,270.00 m³, y tomado un valor promedio de porcentaje de esponjamiento (15.52%) entre diferentes tipos de material a ser excavados (Anexo 1), se calcula el volumen de material en banco “Vb” mediante la siguiente expresión:

$$Vb = \frac{Vs}{\left(\frac{Sw}{100} + 1\right)}$$

2.8. Selección de maquinaria.

En el desarrollo de un nuevo proyecto, una vez localizado el yacimiento de mineral que se desea explotar, y llevado a cabo las labores de reconocimiento de materiales a manipular viene la etapa de determinación y dimensionamiento de los equipos aplicables y por ende la selección de la mejor alternativa (España, 1995).

Los criterios específicos a los que se debe hacer referencia para la selección de los equipos se subdividen en: Criterios de rendimiento, criterios de diseño, criterios de servicio y criterios económicos.

- Criterios de Rendimiento: Relacionado con las características propias de la maquinaria, refiriéndose a la capacidad de producción, tiempos de ciclo, etc.
- Criterios de Diseño: Relacionado con las características propias del diseño de la maquinaria, tales como las dimensiones, potencia del equipo, capacidad de producción, etc.
- Criterios de Servicio: Se refiere a la disponibilidad de tiempo de la maquinaria en producción durante la ejecución del proyecto minero, así como el uso de equipos auxiliares.
- Criterios Económicos: Se refiere a los costos de adquisición de maquinaria, impuestos, costos de operación o alquiler de la misma mediante contratistas.

2.8.1. Unidades de transporte.

La operación de acarreo de materiales áridos y pétreos en las explotaciones a cielo abierto hacia plantas de trituración y clasificación, así como transporte del mismo hacia el lugar de destino en la obra pública se desarrolla con mucha frecuencia mediante el empleo de camiones volquete debido a las ventajas que presenta, tales como:

- Capacidad de adaptación a todo tipo de materiales a transportar: suelos, rocas, minerales, etc.

- Facilidad para variar el ritmo de producción, aumentando la flota de volquetes, el grado de utilización de esta y la capacidad de material de transporte.
- Posibilidad de contratación de la flota e incluso de la operación.

2.8.2. Unidades de arranque

Dentro de la operación de arranque de material del banco de explotación, existe la utilización de equipos mecánicos, los cuales serán continuos y discontinuos de acuerdo a las necesidades del proyecto. Las excavadoras hidráulicas usadas en este tipo de operación minera son equipos de arranque mecánico con sistema operativo discontinuo,

2.8.3. Unidades de carguío

En la industria minera, dentro de las operaciones de carguío en cantera, se destaca el uso de palas cargadoras frontales, siendo empleadas como unidades montadas en orugas o en ruedas dotadas de un cucharón en la parte delantera; son equipos muy versátiles, utilizados en funciones de carga y acarreo para mover grandes volúmenes de material en poco tiempo a distancias cortas fundamentalmente, alcanzando velocidades de hasta 45km/h (Caterpillar, IASA Caterpillar).

En lo que respecta a cargadoras con ruedas, son de rápido traslado y muy operables en todo terreno, con rocas y nieve se les instala cadenas metálicas tipo malla para proteger las cubiertas. Las cargadoras con oruga se utilizan para trabajar en terrenos muy rocosos escarpados.

Para el presente caso de estudio y las condicionantes de la maquinaria del contratista del proyecto esta operación la realizará la misma excavadora hidráulica.

2.8.4. Factor de acoplamiento.

Para la determinación del número total de volquetes que debe ser asignado a cada unidad de carga es necesario determinar el valor de factor de acoplamiento, que es la relación entre la máxima producción posible de los equipos auxiliares (en este caso

las Unidades de Carguío) respecto a la máxima producción posible de los equipos principales (Unidades de transporte).

Este factor consiste en la relación entre la máxima producción de los equipos de carguío respecto a los equipos de transporte.

2.9. Factor de seguridad.

El factor de seguridad (FS), es un valor adimensional correspondiente a la relación numérica entre las fuerzas estabilizantes y desestabilizantes que actúan en el macizo rocoso. Cuando la relación numérica es menor a uno se encuentra en condiciones de inestabilidad. Para actividades mineras y civiles se recomienda tener valores mayores a uno para garantizar un mayor nivel de estabilidad ante posibles fallos de cálculo, por ser materiales geológicos que se presentan en la superficie terrestre de manera anisotrópica y que no siempre se pueden conocer sus propiedades y características con alto grado certeza (Tabla 2.3).

Al cambiar el estado tensional y natural de un macizo rocoso o suelo con la intervención humana mediante la creación de cavidades y formación de taludes artificiales para actividades mineras y obras civiles, es necesario obtener valores de estabilidad fundamentados y que satisfagan condiciones de trabajo seguro para personal y maquinaria (Estaire & Olivenza, 2013).

Tabla 2.3: Factor de seguridad para un estado límite de estabilidad global.

CASO DE ESTABILIDAD	FACTOR DE SEGURIDAD
Talud permanente	1.5
Talud de trabajo	1.3
Talud accidental	1.1

Fuente: Estaire & Olivenza, 2013.

El coeficiente de seguridad frente a la estabilidad global de acuerdo al euro código EC-7 (Tabla 2.4) bajo el que se deben abordar los cálculos geotécnicos en función de los estados límites garanticen la seguridad, y de acuerdo a las consecuencias que pueda generar el fallo de un talud.

Tabla 2.4: Factor de seguridad de acuerdo a las consecuencias de fallo de un talud.

CONSECUENCIA	FACTOR DE SEGURIDAD
Si puede ocurrir la pérdida de vidas humanas al fallar el talud	1.7
Si la falla puede producir la pérdida de más del 30% de la inversión de la obra específica o pérdidas consideradas importantes	1.5
Si se producen pérdidas económicas no muy importantes	1.3
Si la falla del talud no causa daños	1.2

Fuente: Euro código EC-7, s.f.

2.10. Estabilidad de taludes.

El análisis de estabilidad de taludes en una explotación a cielo abierto es un aspecto de mucha importancia y es la clave de la viabilidad y seguridad de un proyecto minero. Conlleva a la realización de cálculos para obtener un factor de seguridad que represente la relación numérica entre las fuerzas estabilizantes y desestabilizantes que actúan en un macizo rocoso o medio discontinuo, así como, material homogéneo o material que se encuentre fracturado de manera caótica (anisotrópico) presentando características disgregables para la formación de diferentes tipos de deslizamientos circulares.

El sistema de estabilización en canteras conlleva al terraceo de la superficie para controlar el equilibrio y deslizamientos de masas de material (Figura 2.11), así como el control de la erosión mediante obras de cierre de cantera. La construcción y diseño de bermas en la parte alta de un posible deslizamiento rotacional tiende a reducir el momento actuante y controlar el movimiento debido a que la superficie de deslizamiento se profundiza, abarcando más roca sana y en consecuencia aumenta el factor de seguridad. Cada nivel o terraza deberá ser estable independientemente.

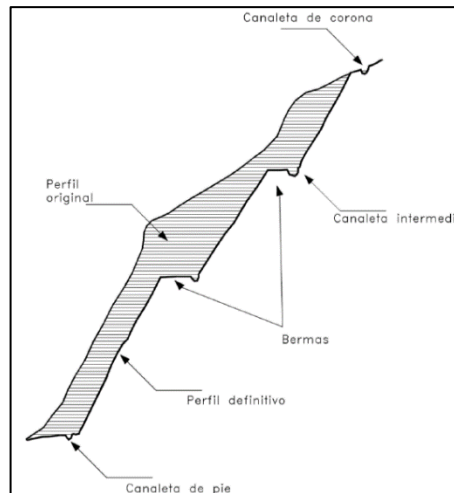


Figura 2.11: Estabilización por conformación de taludes y bermas.
Fuente: Universidad Europea, s.f.

2.10.1. Estabilidad de taludes en roca.

El macizo rocoso en el cual se intervendrá presenta discontinuidades con direcciones e intersección de planos que hace suponer la presencia y posible formación fallas por rotura en cuña, por lo que se efectuará un análisis estereográfico, previo a un levantamiento geomecánico de estructuras mayores y menores, para revisar el estado de fracturación local.

2.10.2. Análisis estereográfico de taludes.

La mejor manera de representar datos estructurales de discontinuidades en un macizo rocoso es mediante el uso de proyecciones estereográficas, que transfieren la orientación de un plano geológico en tres dimensiones a una superficie o estereograma de dos dimensiones, con el fin de poder interpretar gráficamente al medio discontinuo en el cual se quiere intervenir con la creación de taludes artificiales.

Existen dos tipos de proyecciones o redes estereográficas, la primera de áreas iguales o de Schmidt, que es utilizada en geología estructural para representar planos de discontinuidad, y la segunda de ángulos iguales o de Wulff, que es usada en cristalografía para poder medir los ángulos de los cristales (Figura 2.12).

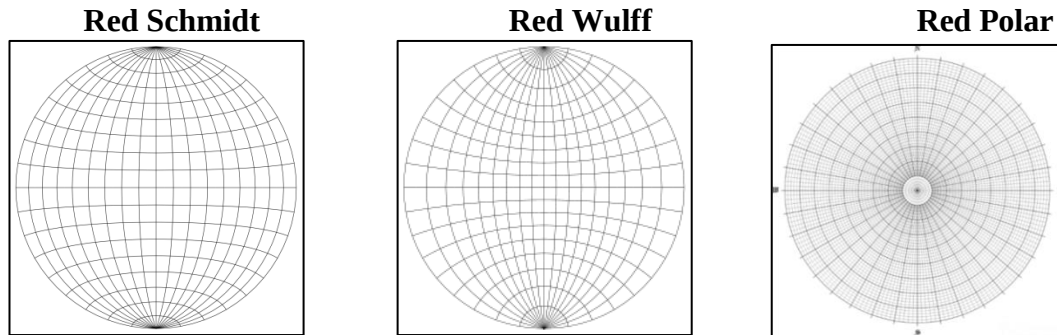


Figura 2.12: Representación falsilla de Shmidt, falsilla de Wulff y red Polar.
Fuente: Wyllie & Mah, 2005.

2.10.2.1. Representación de un plano geológico y su terminología.

El ángulo de un plano inclinado con respecto a la horizontal se denomina ángulo de buzamiento, el cual es medido en el plano vertical; y la dirección del plano con respecto al Norte se denomina rumbo, el cual es medido en el plano horizontal (Figura 2.13). Generalmente para representar estereográficamente los planos se utiliza el buzamiento y dirección de buzamiento; este último es perpendicular al rumbo.

En la naturaleza, es muy común que las discontinuidades o planos de cada sector tengan orientaciones preferenciales, formando sets o familias de discontinuidad (Sepúlveda, 2011).

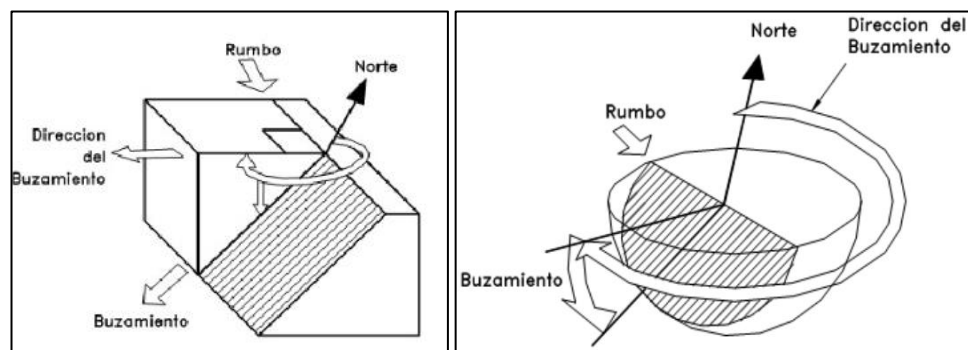


Figura 2.13: Orientación de un plano inclinado y su representación estereográfica.
Fuente: Wyllie, 2005.

2.10.3. Falla de talud por rotura planar.

Corresponde a un tipo de falla con dominio estructural, en el cual el deslizamiento de bloques se produce a través de un plano de debilidad. Para que el deslizamiento se produzca, se debe cumplir la condición $\Psi_f > \Psi_p > \phi$, correspondiente al ángulo del talud, ángulo del plano de debilidad, y ángulo de fricción interna respectivamente (Figura 2.14). Otra condición de rotura planar es cuando el plano de debilidad tiene una dirección de buzamiento de $\pm 20^\circ$ con respecto a la dirección de inclinación de la cara del talud.

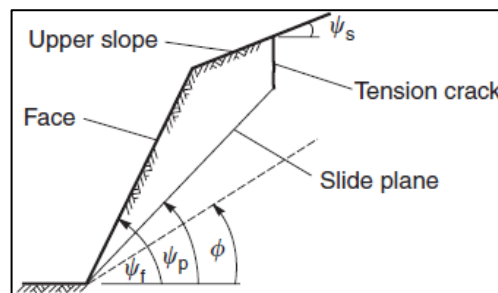


Figura 2.14: Sección de los planos para la formación de una falla planar.
Fuente: Wyllie, 2005.

2.10.4. Falla de talud por rotura en cuña.

La rotura en cuña es un tipo de deslizamiento de traslación y desprendimiento de bloques que muestra un dominio estructural por la presencia e intersección de dos planos de discontinuidad, sean estos planos de estratificación, esquistosidad, diaclasas, fallas, etc.

Para que se forme una cuña deben existir dos planos de discontinuidad cuya intersección quede fuera del área abarcada por el plano del talud y los límites de la proyección estereográfica en dirección del buzamiento del talud $\Psi_f > \Psi_p > \phi$ (Figura 2.15). Este tipo de deslizamiento generalmente se da en macizos rocosos resistentes con discontinuidades bien marcadas.

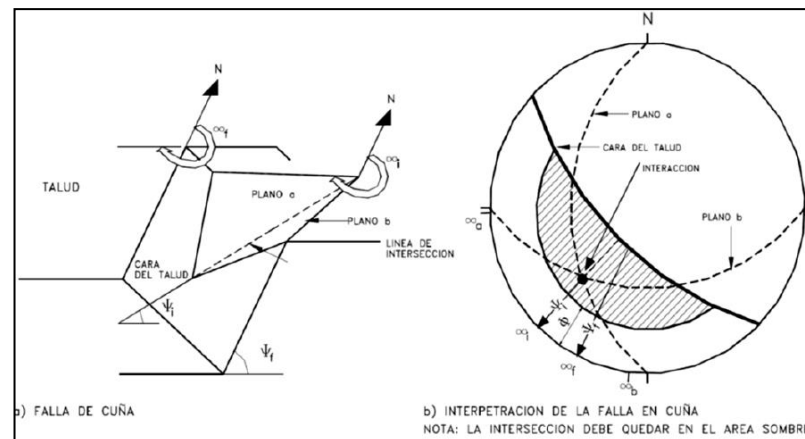


Figura 2.15: Falla por cuña basado en metodología de proyección estereográfica.
Fuente: Hoek & Bray, 1981.

2.10.4.1. Formación de Cuñas.

Para saber si una cuña es inestable, se necesita efectuar un análisis estereográfico. Se toma como referencia el artículo de Öcal & Özgenoğlu (1997) los cuales definen una área de influencia para que se produzca un falla por rotura en cuña, la cual se encuentra sombreada en el sector radial comprendido entre la dirección de buzamiento del talud T y el rumbo de la intersección I , entre los planos de debilidad (Figura 2.16). Se presentan los tres casos que pueden darse para una rotura en cuña.

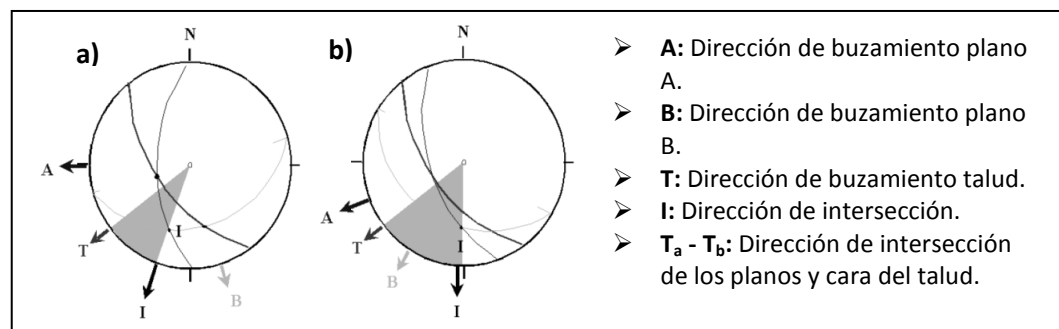


Figura 2.16: Análisis de formación de cuñas en macizos rocosos.
Fuente: Öcal & Özgenoğlu, 1997.

- a. Que T_a y T_b queden fuera de la zona sombreada, de tal manera que el deslizamiento se origina por ambos planos, tratándose de una rotura por cuña propiamente dicha.
- b. Que la dirección de un solo plano, sea este T_a o T_b , quede dentro de la zona sombreada, en cuyo caso se producirá deslizamiento planar. En caso de que

este plano sea paralelo $\pm 20^\circ$ a la cara del talud se analizará como rotura planar.

- c. Que T_a y T_b queden dentro de la zona sombreada, en cuyo caso se producirá deslizamiento planar a través del plano cuya dirección de buzamiento está más próxima a T.

2.10.4.2. Factor de Seguridad para rotura por cuña.

Para el cálculo del factor de seguridad se ha tomado la ecuación simplificada por Hoek & Bray (1981), para el análisis de estabilidad por rotura en cuña simple para planos de discontinuidad con igual ángulo de rozamiento. Las características y variables (Tabla 2.5) se deben considerar para el cálculo del factor de seguridad es mediante la siguiente ecuación:

$$F.S = \frac{\text{sen}(\beta) * \tan(\varphi)}{\text{sen}(\zeta/2) * \tan(\Psi_i)}$$

Tabla 2.5: Características y variables para falla por rotura en cuña.

CARACTERÍSTICAS	VARIABLES
• Cuñas sin grietas de tracción en la cabecera del Banco. • Mismo ángulo de rozamiento en ambos planos de discontinuidad. • Con cohesión nula. • Sin presiones intersticiales. • Sin efecto sísmico.	• β: Ángulo que forma con la horizontal la bisectriz de la cuña ($\beta = \alpha + \xi/2$). • φ: Ángulo de rozamiento de los planos ($\varphi_A = \varphi_B$). • ζ: Ángulo de apertura de la cuña o ángulo que forman los planos A y B. • Ψ_i: Buzamiento de la intersección entre planos de debilidad. También denominado ángulo de caída de bloque.

Fuente: Hoek & Bray, 1981.

2.10.5. Clasificación geomecánica CSIR.

El Consejo de África del Sur para la Investigación Científica e industrial (CSIR) propuso una clasificación geomecánica para macizos rocosos fisurados, considerando el índice de calidad de roca (RQD), influencia de rellenos arcillosos y la meteorización, la cual da una valoración de calidad del macizo rocoso. La clasificación geomecánica CSIR se obtiene de la suma de valoraciones que corresponden a cada uno de los parámetros de evaluación y calidad de un macizo rocoso. La valoración que se consigue, tiene un rango de valoración entre 0 y 100, del cual Bieniawski (1989) diferencia cinco tipos de clasificación según la puntuación del RMR para el macizo rocoso.

- CLASE I: 81 - 100, Muy Bueno.
- CLASE II: 61 - 80, Bueno.
- CLASE III: 41 - 60, Medio.
- CLASE IV: 21 - 40, Malo.
- CLASE V: 0 - 20, Muy Malo.

Las variables o parámetros de evaluación propuestos por Bieniawsky vistos gráficamente (Figura 2.17) y que se encuentran en función de las características físicas, mecánicas y geométricas de las discontinuidades, así como de la matriz rocosa, se detallan a continuación.

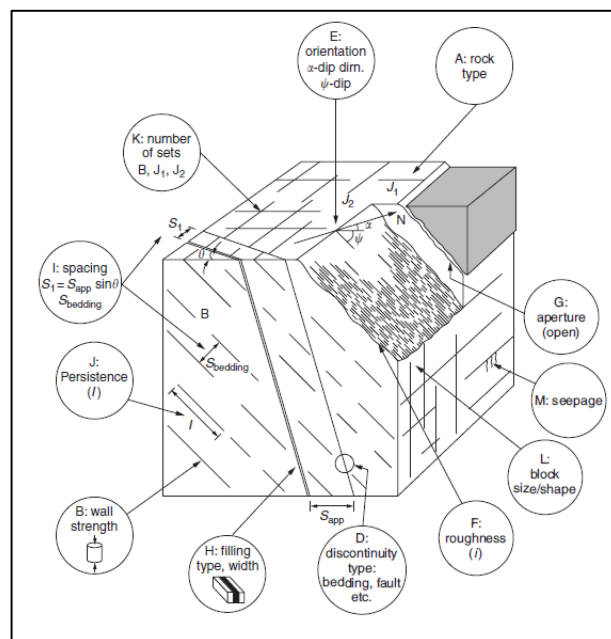


Figura 2.17: Parámetros de valoración para el cálculo del RMR.
Fuente: Wyllie, 1999.

2.10.5.1. Resistencia a la Compresión Uniaxial.

Es una medida de resistencia de la matriz rocosa, la cual representa el esfuerzo de compresión axial máximo que puede soportar una muestra de material antes de fracturarse. Generalmente el ensayo se realiza sobre cubos o probetas cilíndricas de roca intacta con un diámetro recomendable de 50 milímetros.

$$R.C.U. = \frac{\text{Fuerza a la que falla la roca.}}{\text{Área de aplicación de la fuerza.}}$$

De acuerdo a la estimación en el terreno (Hoeck, 1999) la roca es resistente, en función de que un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico, correspondiendo a un valor de 50 a 100 MPa (Anexo 1). De acuerdo a una clasificación ingenieril del tipo de roca se ha tomado un valor entre 55 a 110 Mpa (Anexo 2). Como valor de estimación y comparación visual del tipo de roca correspondiente a la matriz rocosa, se han tomado valores definidos entre Dacita y esquisto, estimando un valor de cálculo entre 150 a 132 Mpa (Anexo 3). Tomando la media de cada estimación se obtiene un valor de resistencia a la compresión uniaxial de 74 MPa.

2.10.5.2. Índice de calidad de la roca (RQD).

Deere (1964) presenta un indicie cuantitativo de la calidad de la roca basado en la recuperación de testigos mediante perforación con recuperación de testigos, y se define como el porcentaje de tramos de roca mayores a 10 centímetros en relación a la longitud total del testigo recuperado.

Al no contar con testigos de roca, se calcula matemáticamente el RQD mediante la siguiente relación propuesta por Bieniaswki (1989), que incluye el número de juntas presentes en un metro cúbico (J_v). Para esta derivación se realizó un levantamiento en la cara del talud del principal afloramiento mediante una ventana de 1 m² y suponiendo que la persistencia de las discontinuidades expuestas continúan un metro hacia el fondo del talud de mapeo.

$$RQD (\%) = 115 - 3.3J_v$$

2.10.5.3. Espaciamiento entre discontinuidades (I).

El espaciamiento entre discontinuidades es la distancia perpendicular entre dos juntas correspondientes a una familia de diaclasas. Se midieron tres sistemas principales de familias de discontinuidad considerando un sistema como el más desfavorable presentándose cada 5 centímetros, siendo este los planos de esquistosidad, además existen otras dos familias que actúan estructuralmente en el macizo rocosos con espaciamientos desde 0.70 m a 1.60 m que intervienen estructuralmente (Figura 2.18).

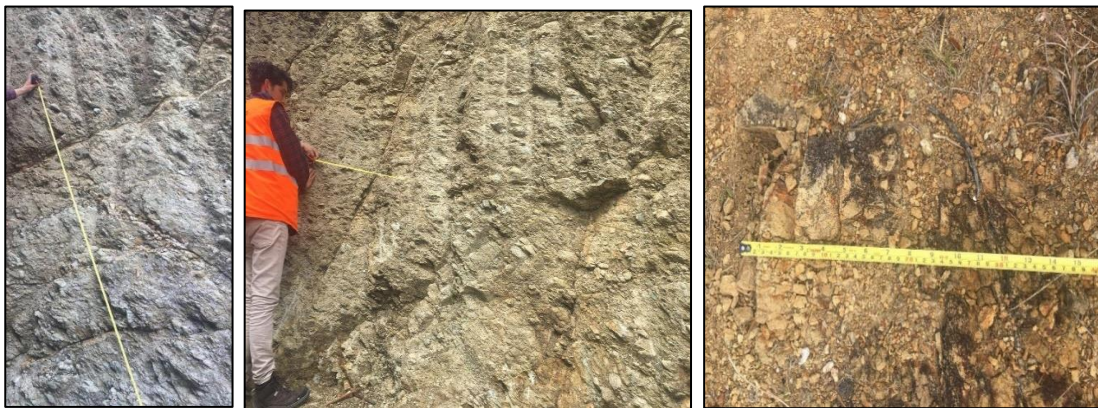


Figura 2.18: Espaciamiento entre discontinuidades.
Fuente: Autor.

2.10.5.4. Persistencia de discontinuidades (J).

Es la longitud de una discontinuidad en un afloramiento. Mientras mayor sea la persistencia existirá mayor flujo de agua a través de las fracturas. La persistencia de las discontinuidades oscila entre 5 y 20 m de acuerdo al corte en el terreno (Figura 2.19) que actúan como condicionantes geotécnicos para el diseño de bancos de explotación y cierre de mina.



Figura 2.19: Persistencia de discontinuidades en corte del terreno.
Fuente: Autor.

2.10.5.5. Apertura de discontinuidades (G).

Esta medida corresponde a la distancia perpendicular entre las paredes de cada discontinuidad. Las discontinuidades correspondientes a los planos de esquistosidad son casi cerradas, y las discontinuidades de los principales planos presentes en el macizo rocoso presentan distancias ortogonales entre 1 cm y 1.9 cm de apertura (Figura 2.20, Derecha).

2.10.5.6. Rugosidad de discontinuidades (F).

Se refiere a superficie del plano de discontinuidad, mientras más rugosa sea la discontinuidad mayor será la resistencia a la tracción del plano de debilidad. Los planos de discontinuidad presentan superficies rugosas a onduladas (Figura 2.20, Derecha). Los planos de discontinuidad presentan superficies rugosas a onduladas de acuerdo a la clasificación de Barton (1990).

2.10.5.7. Relleno de discontinuidades (H).

Representa al tipo de material (calcita, minerales arcillosos, sílice) presente en las paredes de la discontinuidad, generalmente más blando a la roca encajante. Se toma en cuenta el grado de cementación del relleno. Para el presente caso se evidencia la presencia de rellenos de material arcilloso de grano fino a grueso, cementado con carbonato de calcio y en algunas zonas con presencia de relleno de cuarzo (Figura 2.20, Derecha).

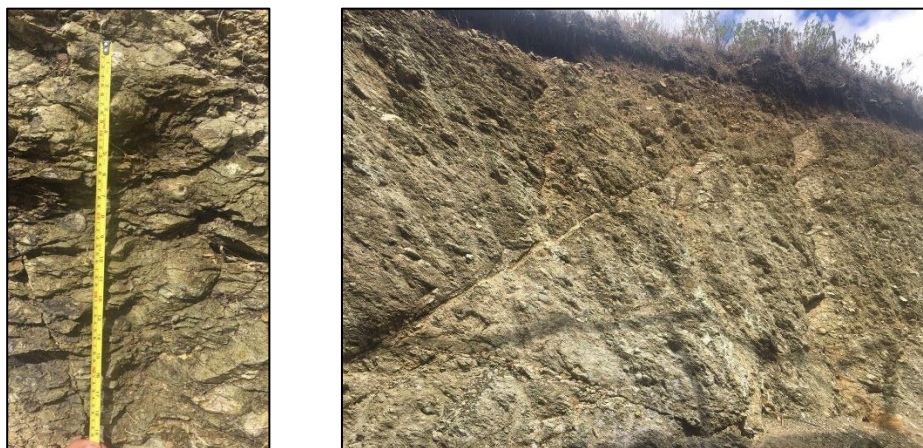


Figura 2.20: Abertura, rugosidad y relleno de las discontinuidades.
Fuente: Autor.

2.10.5.8. Alteración.

Se refiere al grado de meteorización de las paredes de los planos de discontinuidad dentro del macizo rocoso. Los clastos que conforman el macizo rocoso así como su matriz presentan bajo grado de meteorización con baja profundidad de intemperismo (Figura 2.20, Izquierda).

2.10.5.9. Presencia de agua (M).

Se analiza el flujo de agua sobre el macizo rocoso ya que tiene una gran importancia cuando se encuentra muy fracturado. Se observa si el caudal y si el agua aflora con o sin presión, además de la posición del nivel freático. No se evidencia la presencia de un nivel freático superficial debido a que la zona no tiene abundantes precipitaciones, siendo una cuenca hidrográfica poco desarrollada.

2.10.5.10. Orientación de discontinuidades (E).

Se considera la orientación de los planos de discontinuidad si son o no favorables en cuanto al rumbo y buzamiento con relación a la labor minera o diseño de excavaciones. Para el análisis estereográfico de datos estructurales que se detalla en el inciso 3.6.1 se mapeo geomecánicamente en el principal afloramiento del yacimiento con el fin de poder representar gráficamente las orientaciones de las principales estructuras geológicas mayores y menores, y poder establecer un factor de seguridad, el cual servirá a su vez para diseñar la geometría de los taludes y bermas de cierre mina que son parte del diseño minero.

CAPÍTULO III

DISEÑO DE EXPLOTACIÓN

3.1. Metodología de diseño.

La metodología de trabajo cumple con los objetivos planteados y que se mencionan a continuación:

- Levantamiento topográfico del área concesionada mediante el uso de un Dron Phantom 3 profesional y obtener una Ortofoto mediante rectificación de fotos aéreas para generación de curvas de nivel cada un (1) metro.
- Caracterización geológica y geomorfológica del área de estudio, y yacimiento mineral mediante exploración superficial del depósito.
- Cálculo de reservas mediante un bloque de control del yacimiento, evaluándolo por el método de los perfiles y también con la aplicación de un modelo de bloques, el cual presentará bloques de pequeñas dimensiones (1 m^3) para obtener un estimado de reservas más aproximado al delimitado en el bloque de control.
- Estimación de un factor de seguridad para las excavaciones en función de las direcciones preferenciales y geometría de los taludes de diseño.
- Diseño de taludes, bancos de explotación y plataformas de maniobras de acuerdo al factor de seguridad.
- Diseño y adecuación de la vía de acceso hacia el primer frente de explotación y plataforma de maniobras.
- Definición del bloque a ser minado trimestralmente, junto con la ubicación espacial del mismo. Para formar cada bloque de explotación se escogen

superficies limitadas que logren fijar el volumen trimestral a ser modelado en cada fase de explotación.

- Selección de los equipos de arranque, carga y transporte en función de las condicionantes del proyecto, así como el cálculo de rendimiento y productividad de la maquinaria.
- El ciclo de diseño de explotación de la cantera ocurre a mediano plazo con diseño de fases y delimitación de bloques de explotación.
- El ciclo de planeamiento minero se lleva a cabo a corto plazo.

3.2. Levantamiento topográfico.

Las características superficiales y de relieve de la superficie terrestre se las representan e interpretan mediante un levantamiento topográfico, para definir las curvas de nivel, que son isolíneas que representan cada nivel altitudinal de la corteza terrestre mediante cotas (Medido desde el nivel del mar), plasmando así el relieve y geomorfología del terreno natural en el polígono del área de estudio.

Uno de los primeros pasos para realizar un modelamiento y diseño de explotación es contar con un levantamiento topográfico que muestre las características más significativas de la superficie, con el fin de poder definir los accesos y determinar los volúmenes de extracción por etapa en el diseño de explotación, y hacer el cálculo de reservas del depósito mineral como superficie de comparación.

El levantamiento topográfico del terreno se consiguió a partir de fotos aéreas tomadas con un Dron Phantom 3 Professional, de las cuales se generó una Ortofoto mediante rectificación de fotos aéreas y posterior generación de las curvas de nivel con intervalos de un metro. En total se levantaron 6 hectáreas (Figura 3.1).

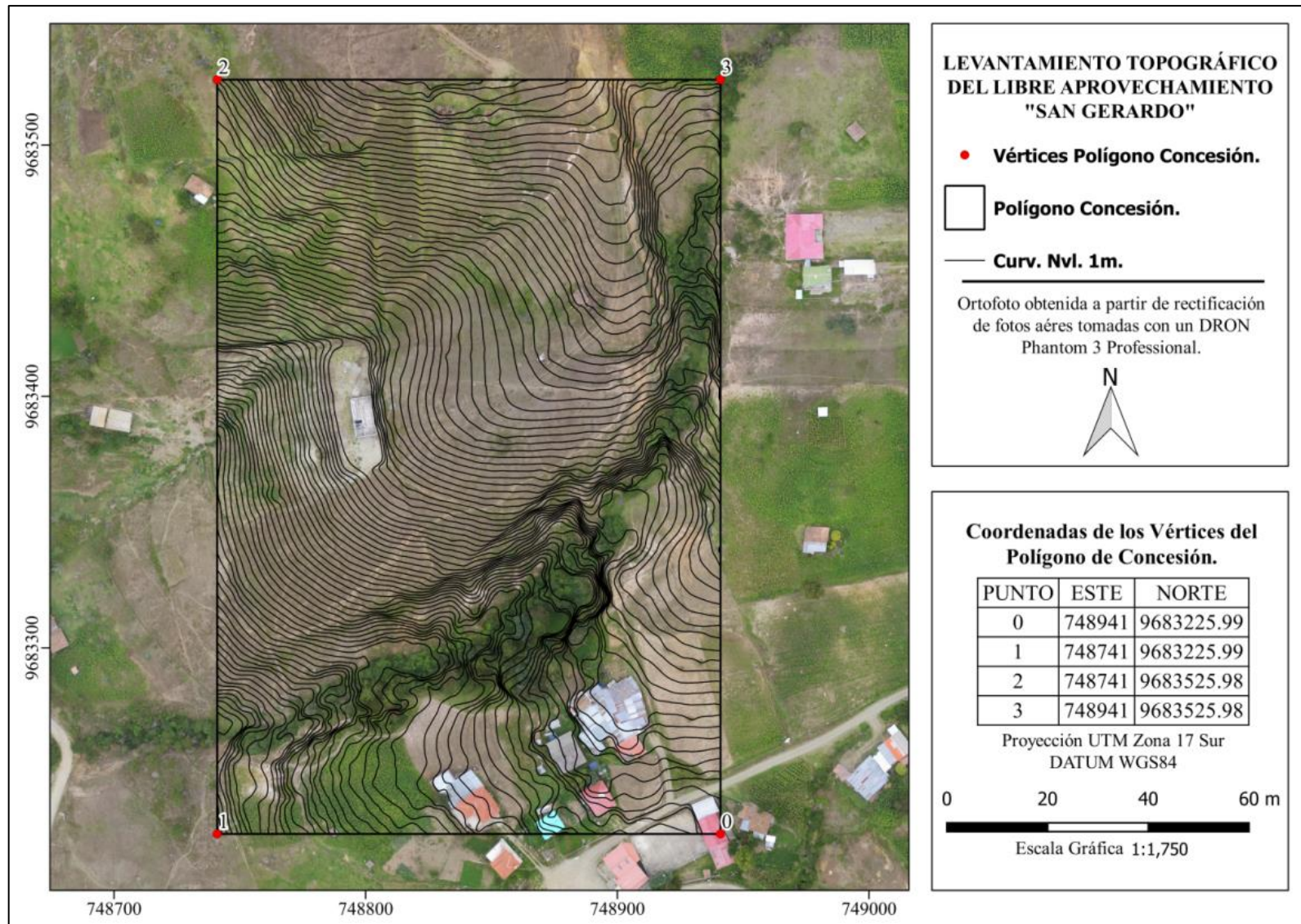


Figura 3.1: Levantamiento topográfico del área concesionada sobre Ortofoto.

3.3. Geomorfología

De acuerdo al plan de desarrollo y ordenamiento territorial de la parroquia rural Mariano Moreno, se ha tomado los datos correspondientes de las características geomorfológicas del terreno, dividiendo la superficie parroquial de acuerdo a los siguientes rangos geomorfológicos y porcentaje en el territorio (Jiménez, 2016).

- Del 0 al 12 % denominado planicie y ondulado, está constituida por el 19,59% del territorio.
- Del 12 al 25 % denominado inclinado, constituye el 45,04% del territorio.
- Del 25 al 50% denominado escarpado, representa el 33,98% del territorio.
- Mayor al 50% denominado muy escarpado, representa el 1,38% de la extensión parroquial.

Para representar los cambios de pendiente localmente en el área de explotación del libre aprovechamiento, se ha generado un modelo digital del terreno para representar los rangos de pendientes del área otorgada (Figura 3.3). Se ha clasificado el mapa de pendientes y se han diferenciado valores entre 0° y 18° correspondientes a zonas de planicie; entre 18° y 26° correspondientes a zonas inclinadas; entre 27° y 38° correspondientes a zonas escarpadas, y con rangos entre 39° y 75° a zonas muy escarpadas. Las zonas muy escarpadas corresponden a cambios bruscos de pendiente que corresponden a la quebrada ubicada en el sector Este de la concesión (Figura 3.2), y a un corte en el terreno con cara libre en dirección Oeste (Figura 2.19).



Figura 3.2: Quebrada sector Este del Libre Aprovechamiento.

La inclinación de 75° del talud natural correspondiente al corte en el terreno y al talud artificial correspondiente a la quebrada se tomará en cuenta para el diseño de los taludes artificiales, debido a que corresponde al ángulo de reposo máximo del material *in situ*, y también se ha establecido un valor medio del ángulo de reposo, tomando un valor de 35° , correspondiente al material con disposición natural y de relleno en el sector Oeste del terreno. (Figura 3.3, Color Amarillo).

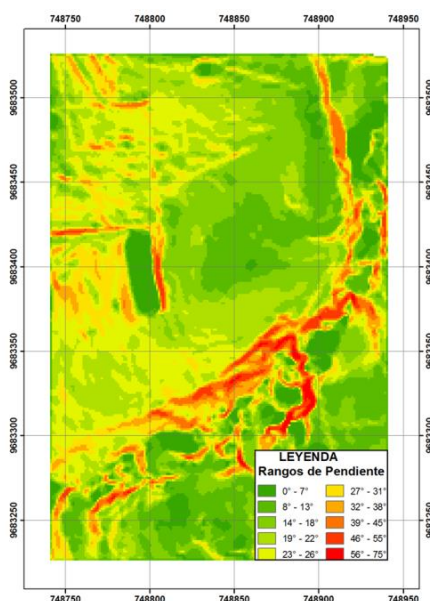


Figura 3.3: Mapa de pendientes y quebrada del sector Sur-Este del área minera.
Fuente: Autor.

De acuerdo al porcentaje que ocupa cada rango de pendiente (Tabla 3.1), se define que el área de explotación tiene pendientes entre 0° y 18° , presentando un relieve plano y ondulado, ocupando el 67.35% del área superficial del área concesionada.

Tabla 3.1: Rangos de pendiente y porcentaje superficial del terreno.

RANGO DE PENDIENTE	PORCENTAJE SUPERFICIAL	CARACTERÍSTICAS DE RELIEVE
$0^\circ - 7^\circ$	7.33%	Planicie
$8^\circ - 13^\circ$	27.58%	Planicie
$14^\circ - 18^\circ$	32.43%	Ondulado
$19^\circ - 22^\circ$	22.12%	Inclinado
$23^\circ - 26^\circ$	6.11%	Inclinado
$27^\circ - 31^\circ$	2.66%	Escarpado
$32^\circ - 38^\circ$	1.25%	Escarpado
$39^\circ - 45^\circ$	0.36%	Muy escarpado
$46^\circ - 55^\circ$	0.12%	Muy escarpado
$56^\circ - 75^\circ$	0.03%	Muy escarpado

3.4. Reservas mineras.

Mediante la determinación y conocimiento de las reservas mineras se puede definir cuánto, donde y como se encuentran distribuidas las reservas en el depósito mineral. Este trabajo permite conocer y tabular las características generales del yacimiento en cuanto a volumen de materia útil y la morfología de los bloques de explotación. Las reservas minerales de este proyecto se encuentran dentro del nivel de reservas geológicas probables, debido al grado de incertidumbre y falta de exploración a detalle, por estar explorado superficialmente en afloramientos.

3.4.1. Método de los perfiles.

Al no contar con sondajes de exploración para poder definir los límites en el eje z o de elevación del cuerpo mineral, se establece un nivel límite de cálculo en la cota 2507 msnm, correspondiente al nivel de los afloramientos observados (Figura 1.10, Figura 2.20). De esta manera se efectúa el correspondiente cálculo y representación de las reservas probables del depósito mineral.

De acuerdo a la interpretación litológica de la concesión mediante afloramientos y cortes en el terreno se procede a delimitar el sólido de control para el cálculo de reservas probables (Figura 3.4). El área destinada para definir la geomorfología del sólido de control y representar las reservas probables tiene una superficie de 20547,1 m².

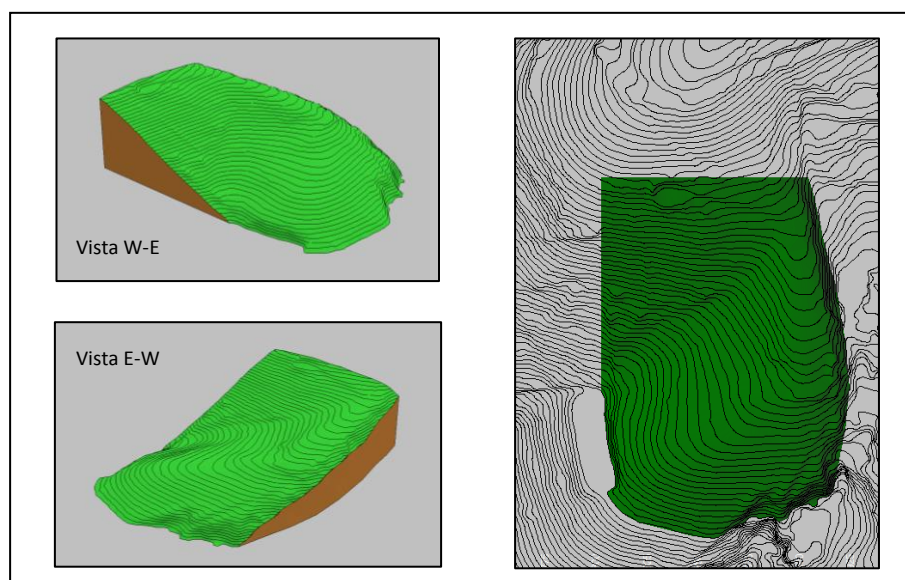


Figura 3.4: Delimitación del cuerpo mineral para el cálculo de reservas.

Teniendo en cuenta la cota más baja, se considera delimitar el cuerpo mineral bajo la superficie del terreno hasta la cota 2507 msnm que es límite de las reservas geológicas probables. Desde el nivel 2507 msnm en cota mas baja serán consideradas reservas posibles, y además en este nivel se diseñará la plataforma final de maniobras de acuerdo a la secuencia de aprovechamiento de material.

Los perfiles que se trazaron para el cálculo estan en dirección Este Oeste del depósito mineral, con una distancia de 10 m cada uno (Figura 3.5).

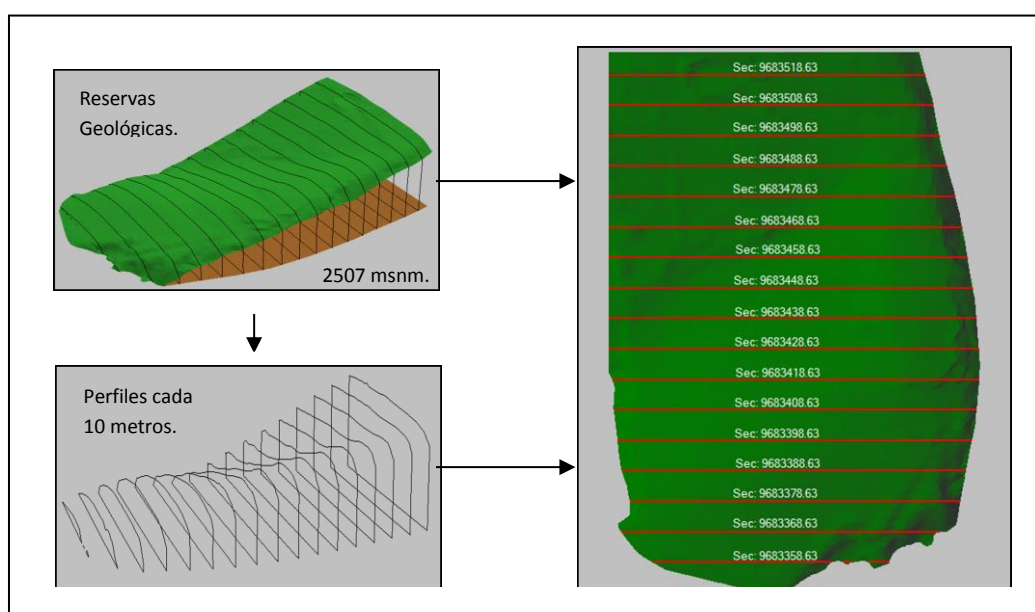


Figura 3.5: Perfiles con dirección W-E para calcular las reservas probables.

De acuerdo a los perfiles generados sobre el sólido de control, se han determinado las siguientes secciones de corte para calcular el volumen de bloque entre perfiles (Tabla 3.2), multiplicando el área de cada sección por la mitad de la distancia entre perfiles, es decir por cada sección de perfil se genera un bloque de cálculo de acuerdo a la siguiente sumatoria.

$$\text{Volumen} = \sum (S_n + S_m) * \frac{D}{2}$$

Las reservas probables calculadas mediante el método de los perfiles del sólido de control corresponden a 375773,48 m³.

Tabla 3.2: Cálculo de reservas probables del sólido de control.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA m	VOLUMEN PARCIAL m ³	VOLUMEN TOTAL m ³
9683348,63				
9683358,63	153,97	10	769,85	769,85
9683368,63	572,03	10	3630,00	4,399,85
9683378,63	1008,66	10	7903,45	12303,30
9683388,63	1334,27	10	11714,65	24017,95
9683398,63	1590,70	10	14624,85	38642,80
9683408,63	1757,43	10	16740,65	55383,45
9683418,63	1900,11	10	18287,70	73671,15
9683428,63	2002,64	10	19513,75	93184,90
9683438,63	2156,98	10	20798,10	113983,00
9683448,63	2353,87	10	22554,25	136537,25
9683458,63	2577,20	10	24655,35	161192,60
9683468,63	2821,93	10	26995,65	188188,25
9683478,63	3076,49	10	29492,10	217680,35
9683488,63	3333,83	10	32051,60	249731,95
9683498,63	3589,95	10	34618,90	284350,85
9683508,63	3838,34	10	37141,45	321492,30
9683518,63	4040,24	10	39392,90	360885,20
9683526,00		7,37	14888,28	375773,48

3.4.2. Modelo de bloques.

Este método se aplica en el sólido de control con el fin de abarcar la mayor cantidad de bloques de 1 m³ como variable unitaria de cálculo para cada bloque (Figura 3.6), y obtener así un valor más aproximado de reservas. Todo esto se ha desarrollado con el uso de software minero de libre acceso Recmin.

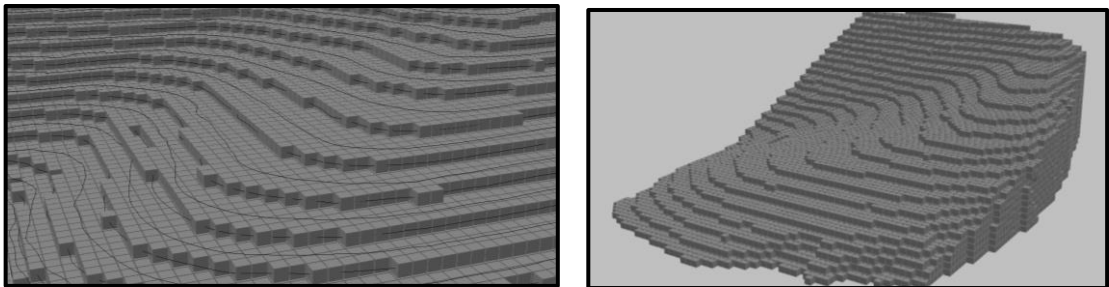


Figura 3.6: Adaptación de bloques entre curvas de nivel y modelo de bloques.

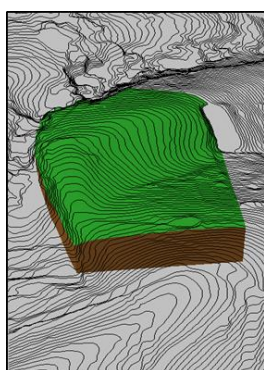
Con un total de 390284 bloques unitarios de un metro de arista cada uno (1 m^3), y englobados dentro del sólido de control espacialmente, se determina un volumen de reservas probables igual al número de bloques, valor que será promediado con el valor calculado por el método de los perfiles. y obtener un valor de reservas geológicas probables más aproximado (Tabla 3.3).

Tabla 3.3: Reservas probables del Libre Aprovechamiento.

Método de los Perfiles.	375773,48 m^3
Modelo de Bloques.	390284 m^3
Reservas Geológicas Probables.	383028,74 m^3

3.4.3. Volumen de estéril.

En función al área de la superficie del sólido de control y manifiesto de explotación se determina el volumen de material estéril o de descapote (Figura 3.7), que corresponde al horizonte A del perfil estratigráfico. La disposición final del material estéril proviene únicamente del área de explotación y que será destinado para disponerlo en los bancos de cierre de mina conjuntamente durante el avance de explotación como actividad de cierre bancos de explotación y cierre de mina.



Área superficial	20547,10 m^2
Área de explotación	14500 m^2
Potencia media	0,15 m
Volumen estéril total	3082 m^3
Volumen estéril explotación	2175 m^3

Figura 3.7: Representación de material estéril y reservas geológicas.

3.5. Volumen de explotación.

Al excavar el material del banco de explotación, éste aumenta su volumen al crearse espacios o vacíos de aire entre el material rocoso y material disgregable, debido a la nueva disposición que adopta el mismo al ser removido del banco de explotación. Esta propiedad de esponjamiento del material se toma en cuenta para calcular el ritmo de producción de material suelto, y determinar los bloques reales de explotación de material en banco a ser extraído por etapa.

Tomando el volumen de material a extraer por año o suelto (V_s) correspondiente a $62270,00 \text{ m}^3$, y tomando un valor promedio de porcentaje de esponjamiento entre diferentes tipos de material al ser excavados correspondiente a 15.52 % (Anexo 4), se ha calculado el volumen de material en banco (V_b). La cantidad de material requerido para la explotación en banco corresponde a $53904,08 \text{ m}^3$, valor que se tomará en cuenta para definir las etapas anuales de explotación.

$$V_b = \frac{V_s}{\left(\frac{S_w}{100} + 1\right)}$$

$$V_b = \frac{62270 \text{ m}^3}{\left(\frac{15,52}{100} + 1\right)}$$

$$V_b = 53904,08 \text{ m}^3$$

3.6. Calidad del macizo rocoso.

Para evaluar de una manera cuantitativa la calidad del macizo rocoso, se hizo un mapeo geomecánico de estructuras mayores y menores en el principal afloramiento (Anexo 5) para obtener un estimado de la calidad del macizo rocoso mediante la clasificación geomecánica CSIR (Bieniawski, 1989). Esta clasificación de calidad incluye algunas variables físicas de los componentes con su respectiva valoración (Anexo 6).

3.6.1. Resistencia a la compresión uniaxial.

El valor de resistencia a la compresión uniaxial para la matriz rocosa corresponde a 75 Mpa.

3.6.2. Índice de calidad de la roca RQD.

Se calcula matemáticamente el RQD mediante la siguiente relación propuesta por Bieniaswki (1989), que incluye el número de juntas presentes en un metro cúbico de material rocoso (J_v), obteniéndose un valor de RQD igual a 25.9%.

$$\text{RQD (\%)} = 115 - 3.3 \cdot J_v$$

$$\text{RQD (\%)} = 115 - 3.3 \cdot 27 = 25.9\%$$

Los demás valores de estimación de calidad del macizo rocoso se han tomado y medido en campo, y los cuales han sido incorporados para la determinación del valor de índice de calidad del macizo rocoso RMR (Capítulo II).

Las condicionantes principales en la formación de eventos de inestabilidad son de naturaleza geológica, geomorfológica y geomecánica, tal como la presencia de planos de ruptura mecánica, como planos de esquistosidad y de discontinuidad presentes y bien definidos que actúan principalmente en roturas y caída de bloques, siendo esta la razón para obtener una valoración baja de en la clasificación geomecánica (Tabla 3.4). De acuerdo al valor de RMR obtenido de 40 unidades, la calidad del macizo rocoso es mala.

Tabla 3.4: Valoración de la clasificación RMR.

VARIABLES DEL MACIZO ROCOSO	INDICADOR	VALORACIÓN
Resistencia a la compresión uniaxial.	74 Mpa - 96 Mpa	7
RQD.	< 25 %	3
Espaciamiento de las discontinuidades.	0.65 m	8
Persistencia de las discontinuidades.	10 m - 20 m	1
Apertura.	1 mm - 5 mm	1
Rugosidad.	Poco rugosa	4
Relleno.	Blando < 5mm	1
Meteorización.	Ligeramente	5
Condiciones de agua subterránea.	Seco	12
Orientación de discontinuidades.	Regular	-2
Total (RMR)		40

La valoración del RMR se usa también para estimar los parámetros de cohesión y ángulo de fricción interna (Bieniawsky, 1976), correspondientes a los parámetros resistentes del criterio de Mohr-Coulomb (Tabla 3.5). Con estas variables se calculan y dimensionarán los taludes correspondientes a los bancos de explotación en condiciones de estabilidad favorables mediante el cálculo del factor de seguridad.

Tabla 3.5: Cohesión y ángulo de fricción interna del material metavolcánico.

Cohesión (c): $5 \cdot \text{RMR}$	200 KPa
Ángulo de fricción interna (ϕ): $5 + \text{RMR}/2$	25°

3.7. Factor de seguridad.

Considerando el tipo y alteración del material involucrado, la geomorfología y las estructuras geológicas predominantes, se supone la formación de superficies de deslizamiento y la presencia de cuñas por la intersección de los principales planos de discontinuidad, por lo que la metodología de estimación del factor de seguridad será mediante análisis e interpretación estereográfica de estructuras geológicas mayores y menores presentes en la zona de estudio media el uso de software de licencia libre DIPS para su representación gráfica.

Se usa la red estereográfica de Schmidt para los cálculos del factor de seguridad por rotura en cuña (Anexo 7) y rotura planar, para establecer el ángulo de inclinación de los taludes en función de un factor de seguridad, y el ábaco de Taylor para establecer la altura de los taludes en relación al factor de seguridad (Anexo 8).

3.7.1. Análisis estereográfico.

Mediante una representación estereográfica (Anexo 9) se presentan las direcciones de los principales planos de discontinuidad y la clasificación de acuerdo a su grado de ocurrencia en sistemas de discontinuidad (Tabla 3.6). El sistema aleatorio corresponde a aquellas discontinuidades que aparecen esporádicamente dentro del macizo rocoso, pero que pueden interceptarse con el sistema principal y generar cuñas de deslizamiento.

Tabla 3.6: Sistemas de discontinuidades en el macizo rocoso.

SISTEMA	FAMILIA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO
Sistema Principal	Fo	63	134 SE	0.05 m - 0.10 m
	F2	57	302 NW	1.00 m - 1.10 m
	F3	42	198 SW	0.80 m - 1.20 m
Sistema Aleatorio	F4	25	312 NW	4 m
	F5	32	42 NE	4 m
	F6	12	229 SW	5 m
	Falla	32	32 NE	0 m

3.7.1.1. Análisis de Falla por rotura planar.

Las direcciones de buzamiento de los planos se encuentran en un rango de influencia de $\pm 20^\circ$ con respecto a la dirección de inclinación de los taludes de diseño Norte Sur y Este Oeste, con ángulo de 65° respectivamente. La familia F3 presenta condiciones desfavorables para el talud Este Oeste con la posible formación de una falla de talud por rotura planar (Anexo 10).

La condición de rotura planar $\Psi_f > \Psi_p > \phi$ presenta condiciones desfavorables en todos los estereogramas, con excepción de F6 que no cumple con la condición de inestabilidad por lo que se rota 10° al Sur Oeste el rumbo del talud Este Oeste para contrarrestar la falla de F3 en rotura planar (Anexo 10).

3.7.1.2. Análisis de falla por rotura en cuña.

Se han definido los principales planos que se interceptan para formar y definir las direcciones y ángulo de inclinación de las superficies de deslizamiento con respecto a un talud de diseño con dirección de cara libre 270° y 180° . Se han identificado cuñas opuestas a la dirección de los taludes (Tabla 3.7), así como la presencia de cuñas subhorizontales (Tabla 3.8). Todas estas cuñas presentan condiciones favorables de estabilidad de acuerdo a los criterios estereográficos y a las condiciones de inestabilidad por rotura en cuña.

Tabla 3.7: Cuñas opuestas a la dirección del talud.

PLANOS		ψ_i	I
F4	Falla	22°	343 NW
F4	F5	21°	348 NW
F2	Falla	31°	9 NE
F2	F5	29°	10 NE
Fo	Falla	29°	60 NE
Fo	F5	31°	62 NE

Tabla 3.8: Cuñas subhorizontales.

PLANOS		ψ_i	I
F3	F5	9°	117 SE
F3	Falla	6°	113 SE
F6	F3	8°	278 NW
F6	F4	12°	247 SW
F6	Fo	12°	217 SW
F2	Fo	11°	219 SW

Se ha identificado la presencia de tres cuñas con potencial riesgo de deslizamiento (Anexo 11) y que presentan condiciones desfavorables para los taludes de diseño (Tabla 3.9). El dominio estructural por la presencia de discontinuidades, y las direcciones de deslizamiento se analizan para calcular un factor de seguridad para cada cuña y poder definir soluciones geotécnicas de acuerdo a las siguientes consideraciones.

- La cuña formada por los planos F4 - F3 presenta condiciones favorables de estabilidad, por ser una cuña subhorizontal y atribuirse un factor de seguridad igual a 1.52.
- La cuña formada por los planos F2 - F3 presenta condiciones de inestabilidad con un factor de seguridad de 0.82, pero con una diferencia de dirección de deslizamiento de 32° con respecto a la dirección del talud Norte Sur, teniendo un deslizamiento lateral a lo largo del talud y superando el rango $\pm 20^\circ$ del área de influencia para que se produzca la rotura por cuña. Para aumentar este coeficiente se opta por cambiar la geometría del talud de diseño Norte Sur, tomando un ángulo de talud igual a 45° para formar un ángulo general de explotación de 35° , siendo este ángulo igual a la pendiente de la línea de deslizamiento del bloque.
- La cuña formada por los planos F0 - F3 presenta condiciones desfavorables de estabilidad con respecto a la dirección del talud Este Oeste, presentando un factor de seguridad igual a 0.53. Para reducir este coeficiente se opta por cambiar la geometría del talud de diseño Este Oeste, tomando un ángulo de talud igual a 45° para formar un ángulo general de explotación de 35° , siendo este ángulo menor a la pendiente de la línea de deslizamiento del bloque.
- Se ha rotado 10° al Sur Oeste el rumbo del talud Este Oeste para contrarrestar la falla de F0 - F3 en rotura por cuña.

Tabla 3.9: Factor de seguridad para 3 posibles fallas por rotura en cuña.

PLANOS		ψ_i	I	β	α	ξ	FS
F4	F3	19°	266 SW	81.5°	20°	123°	1,52
F2	F3	35°	238 SW	102°	49°	106°	0,82
Fo	F3	42°	196 SW	65.5°	2°	127°	0,53

3.8. Diseño geométrico de bancos de explotación.

Con el ángulo y dirección de talud corregidos para evitar el fallo por rotura planar y rotura en cuña en el análisis estereografico, se han definido las direcciones preferenciales de los bancos de explotación a diseñar (Tabla 3.10) en función de la gemoetria final de diseño de cantera y los ejes de avance de explotación.

Tabla 3.10: Direcciones preferenciales de taludes de diseño.

DIRECCIONES PREFERENCIALES			
Designación	Rumbo	Pendiente	Dirección de Talud
Talud 1	180°	45°	270°
Talud 2	260°	45°	170°

Considerando la topografía del sector, la morfología del yacimiento, sus condiciones geotécnicas y las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso, se considera que la dirección óptima de explotación de la cantera es Sur 80° Oeste y Norte Sur (Figura 3.8). El área destinada a la explotación de la cantera (Figura 3.8) se encuentra limitada por una quebrada, por lo cual se ha dejado un margen de protección de más de 15 metros para el corte final de explotación en el sector Este de la zona de estudio, la cual cuenta con una superficie de 14500,00 m² como superficie de manifiesto de explotación.

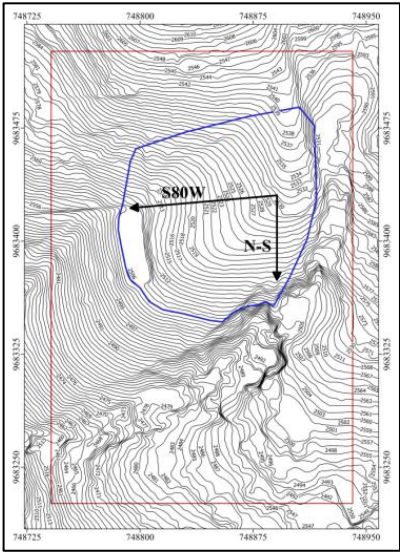


Figura 3.8: Emplazamiento de cantera con direcciones de avance de explotación.

3.8.1. Altura de talud.

Para el cálculo de la altura del talud o de banco de explotación se usó el ábaco de Taylor (Figura 3.9), el cual sirve para el cálculo de un factor de seguridad en taludes a corto plazo tomando en cuenta el ángulo de fricción interna (25°), cohesión (200 tn/m^2), densidad (2.65 tn/m^3), ángulo de talud (45°) y altura de talud (H), sin necesidad de establecer una superficie típica de deslizamiento.

Para la determinación del factor de seguridad, se calcula en el eje “x” la tangente del ángulo de fricción interna, y en el eje “y” la relación entre la cohesión, densidad y altura de talud de diseño. Con la intersección de estos dos valores se define el punto “A”, definiendo una línea desde el origen hacia el mismo; de esta manera queda definido el segmento “OA”. Desde el punto “O” siguiendo el segmento hasta “B”, para definir el segmento OB. De esta manera se obtiene el factor de seguridad mediante la siguiente relación.

$$FS = \frac{OA}{OB}$$

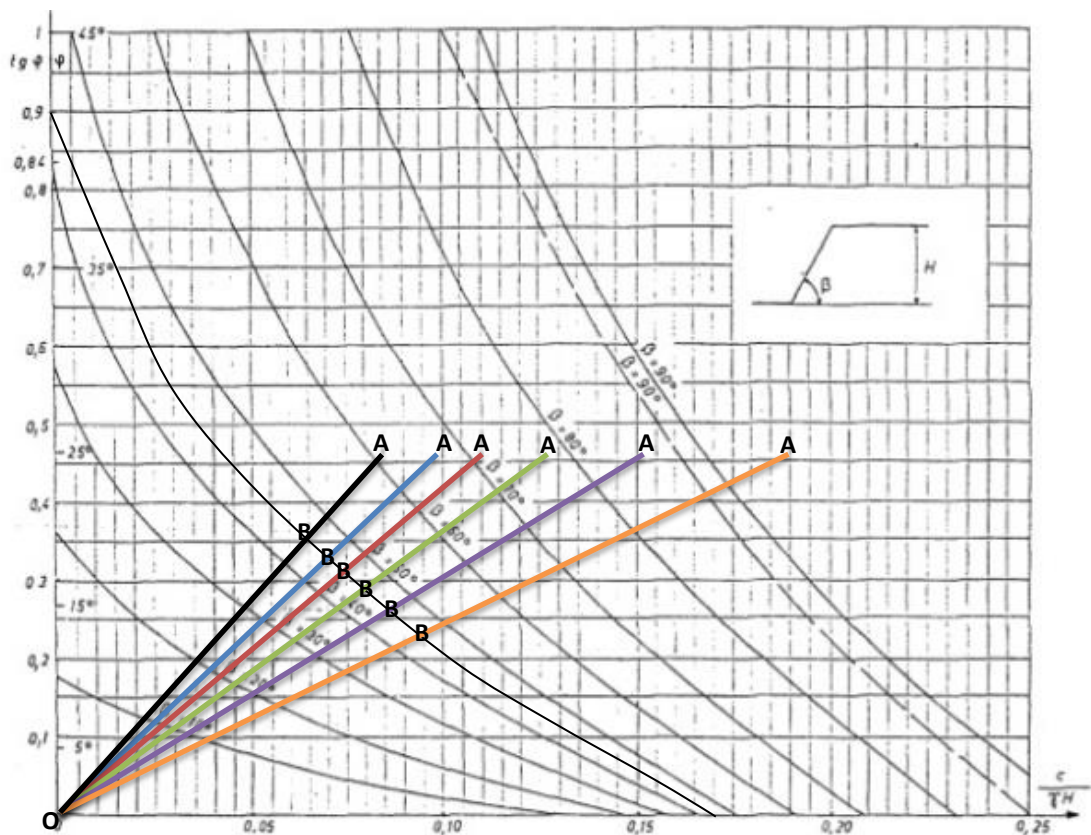


Figura 3.9: Abaco de Taylor.

Con el valor del factor de seguridad y altura de banco se han definido la altura de los bancos de trabajo y de cierre de mina (Figura 3.10). De acuerdo a las alturas con su respectivo valor de factor de seguridad, se ha tomado un valor de 1.49 para definir y diseñar taludes con una altura de 7 m en cada banco de explotación. También la altura del banco se determina en base a la maquinaria de arranque disponible, las propiedades físico mecánicas de la roca y la relación entre la altura del talud, además de su factor de seguridad.

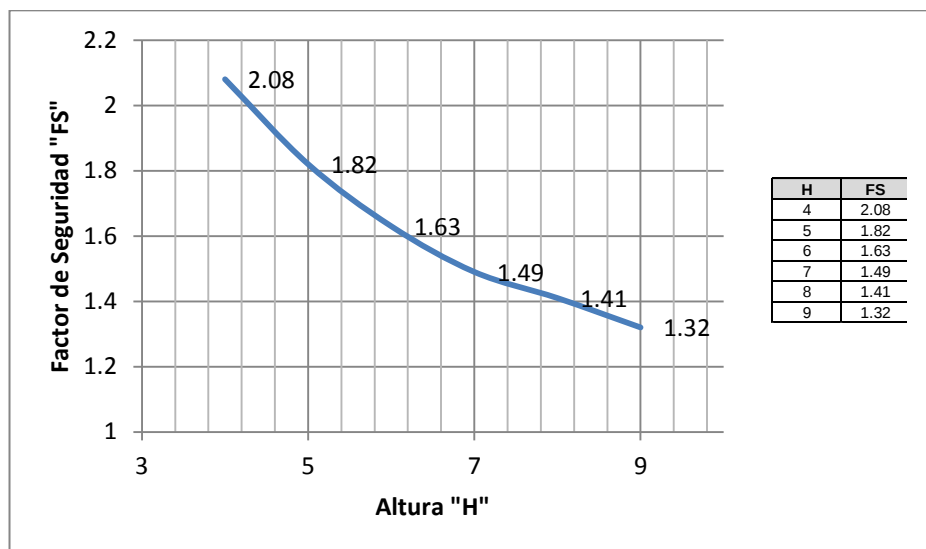


Figura 3.10: Factor de seguridad FS para taludes de diferente altura H.

3.8.2. Ángulo de talud.

En base al análisis estereográfico detallado en la consideración c del inciso 3.7.1.3, se ha definido un ángulo de 45° para los bancos de trabajo y cierre de mina con el fin de tener un ángulo general de cantera de 35° , valor que es menor a los buzamientos de los principales planos de discontinuidad que intervienen en el mecanismo de inestabilidad a nivel local.

3.8.3. Berma de seguridad.

El ancho de la berma de seguridad correspondiente a las plataformas existentes en los límites superior e inferior de cada talud ha sido diseñado para mejorar la estabilidad de la excavación por terraceo y para retener material deslizado o bloques desprendidos de niveles en cota más alta hacia rampas, maquinaria o personal.

Según el criterio de Ritchie (1963), modificadas por Evans y Call (1992), el ancho W que debe alcanzar cada berma de seguridad en función de la altura de los bancos de explotación se encuentra expresado en la siguiente ecuación.

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

$$W = 0.2 \cdot 7 + 2.0$$

$$W = 3.4 \text{ m}$$

De esta manera queda definida la geometría de los bancos de trabajo y de liquidación final con una altura de banco de 7 m, ángulo de talud de 45° y ancho de berma de seguridad de 3,4 m (Figura 3.11)

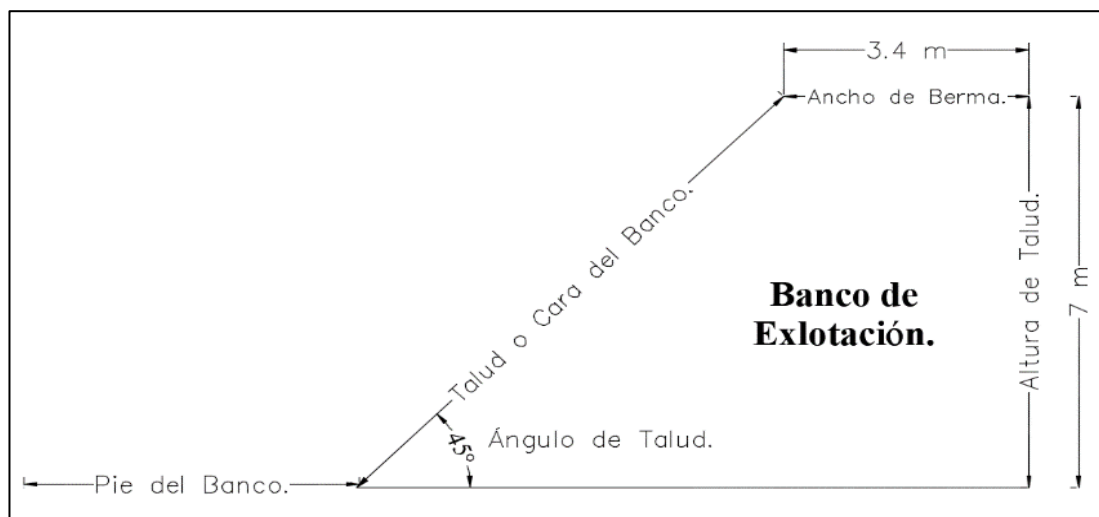


Figura 3.11: Diseño geométrico de talud y berma de seguridad.

3.9. Plataformas de trabajo.

Una vez definido el ángulo de talud y altura del mismo, se define la geometría de las plataformas de trabajo sobre las cuales se efectuarán las operaciones de arranque, carguío y acarreo de material.

La altura de las plataformas de trabajo se ha definido en 7 metros y el ángulo de talud de 45° , tal como el diseño geométrico de los bancos de explotación, con un ancho de plataforma de maniobras de 30 metros en función a la siguiente ecuación según Ortiz (s.f):

$$A_p = A + P + T + Z$$

En donde:

- A_p : Ancho de la plataforma (m).
- A : Radio de giro de la maquinaria: $A = 12.8 \text{ m} + 3.27 \text{ m} = 16.07 \text{ m}$
- P : zona de perforación o bloque de explotación: $P = 4 \text{ m}$
- T es la zona de transporte: $T = 5 \text{ m}$
- Z es la zona de seguridad: $Z = 5 \text{ m}$

Por lo tanto:

$$A_p = 16.07 \text{ m} + 4 \text{ m} + 5 \text{ m} + 5 \text{ m} = 30.07 \text{ m} \approx 30 \text{ m}.$$

3.10. Profundidad de la cantera.

Con el fin de establecer la profundidad de explotación, se establece tanto la cota superior en 2537 msnm como el límite superior de explotación y la cota inferior en 2507 msnm como el límite inferior de la cantera. La profundidad de la cantera del proyecto se determina en base al levantamiento topográfico y a los perfiles realizados en el cálculo de reservas.

$$\text{Profundidad de la cantera} = 2537 \text{ msnm} - 2507 \text{ msnm} = 30 \text{ m}.$$

3.10.1. Número de bancos.

El número de bancos se ha determinado dividiendo la profundidad de la cantera (30 m) para la altura de los bancos (7 m) arrojando un valor de 4.2, por lo que se han definido 3 bancos de 7 m de la altura y uno de 9 m en el sector Norte y dos bancos de 7 de altura y uno de 9 m en el sector Este.

Una vez determinado todos los parámetros geométricos de la cantera se presenta el esquema de diseño de liquidación final (Figura 3.12) con 3 niveles de explotación que presentan bancos de 7 m de altura, y un último nivel de explotación con un banco de 9 m de altura y ángulo de talud en 45° respectivamente. El avance de explotación es descendente, dejando bermas de seguridad de cierre de mina de 3,4 m de ancho. Las plataformas de trabajo por fase presentan un ancho mínimo de 30 m

limitados por muros de seguridad para las operaciones de arranque, carguío y acarreo de material.

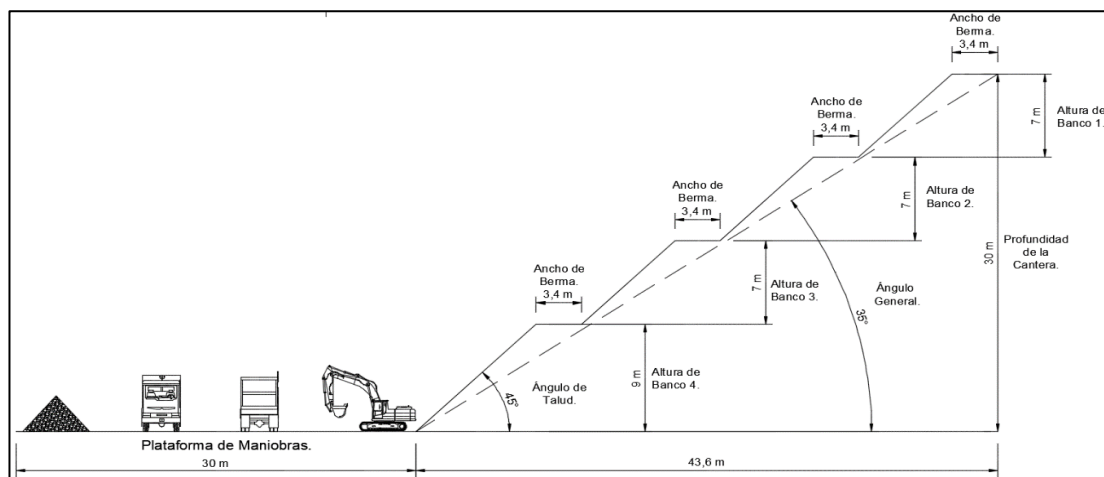


Figura 3.12: Parámetros de diseño geométrico de liquidación final de la cantera.

3.11. Diseño de explotación.

Dadas las condiciones topográficas y la naturaleza de los materiales que conforman el depósito dentro de los límites concesionados del Libre Aprovechamiento, se plantea un método de explotación descendente y abandono del talud final con bancos bajos. Este método permite iniciar el cierre de bancos con antelación desde los bancos superiores hasta los de menor cota.

La operación de arranque será mecánica con equipos discontinuos y con acarreo de material utilizando camiones volquete, siendo este el sistema de explotación más flexible, debido a que permite cambios en la operación durante el avance y posteriores etapas de proyecto.

3.12. Geometría de la cantera.

De acuerdo a la zonificación del área de explotación se han definido las características geométricas de la cantera desde la cota 2537 msnm hasta la cota 2507 msnm (Tabla 3.11).

Tabla 3.11: Tabla de resumen de los parámetros de diseño de la cantera.

PARÁMETROS DE DISEÑO	
Área de explotación	14500,00 m ²
Profundidad de la cantera	30 m
Número de bancos de explotación sector Norte	4
Número de bancos de explotación sector Este	3
Ángulo de talud del banco de explotación	45°
Angulo final de la cantera	35°

Ancho de bermas de seguridad	3.4 m
Altura de bancos de explotación	7 m – 9 m
Ancho mínimo de plataformas	30 m

3.13. Diseño de vía de acceso.

Dentro de las labores de preparación de la cantera está la creación y adecuación de la vía de acceso (Figura 3.13), garantizando de esta manera el ingreso hacia el primer frente de explotación y a posteriores rampas de acceso a los demás niveles de explotación, siendo esta labor realizada por la excavadora hidráulica Komatsu PC200. Se ha diseñado el perfil de la vía de acceso sobre la superficie topográfica cumpliendo criterios técnicos de seguridad y de diseño geométrico de la vía presentando la misma un bombeo del 2 % en ambos lados del eje y un ancho de circulación de 5 m de acuerdo a la ecuación propuesta por Huancayo (2008).

Los taludes de corte y terraplen tienen una relación geométrica de 0.5:1 y 1:1 respectivamente. Las cunetas de drenaje tienen una relación geométrica de 1:1 con una profundidad de 30 cm.

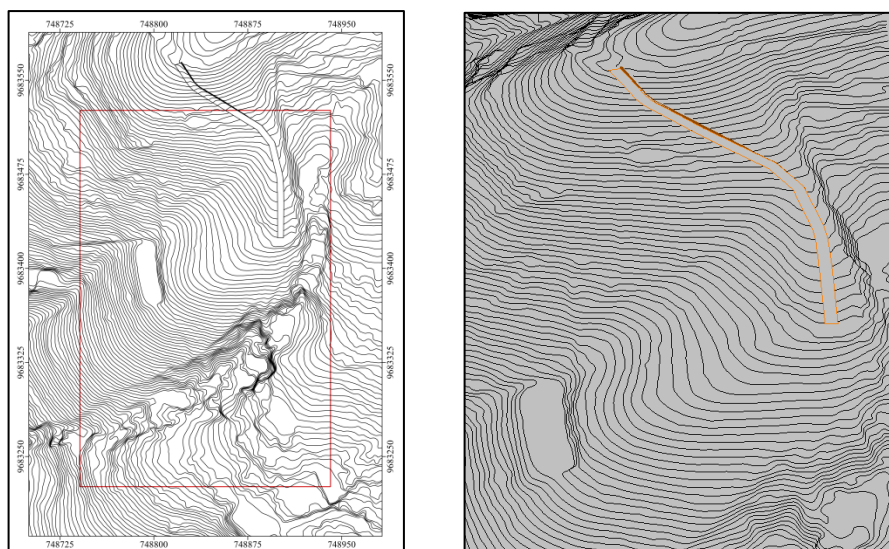


Figura 3.13: Vía de acceso.

Con el ancho de vía definido de 5 m, se han precisado la construcción de dos cunetas de recolección de agua superficial a cada lado de la vía (Figura 3.14), las cuales tienen una sección triangular con una profundidad de 30 cm y ángulo de paredes de cuneta de 45°. De esta manera queda definida una vía de corte y relleno de 6 m de ancho.

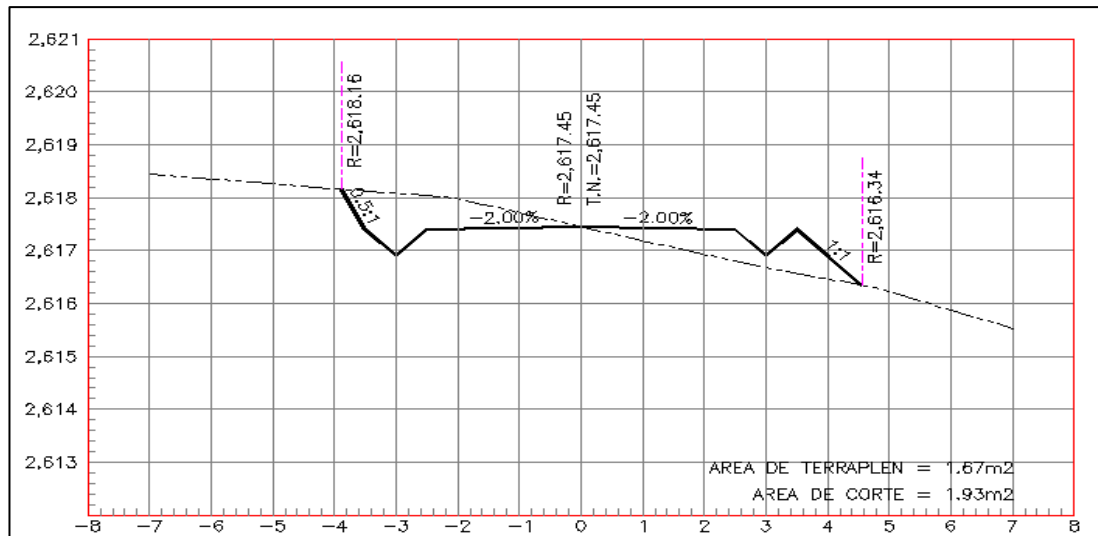


Figura 3.14: Perfil de la vía de acceso en la estación.

3.13.1. Diseño horizontal de vía de acceso.

Para el diseño horizontal del eje de la vía de acceso en planta, se ha tomado en consideración el radio de curvatura del equipo de transporte. Se presenta el esquema de la curvas horizontales, abcisado, estaciones, y cuadro de construcción del eje de la vía de acceso, detallándose los diferentes puntos de ejecución y apertura de la vía de acceso (Figura 3.15). Además se presentan los radios de giro de cada curva, mostrando tres curvas horizontales un radio de giro o curvatura de 22,91 m que satisfacen al radio máximo de curvatura de las unidades de transporte que circularán por la vía.

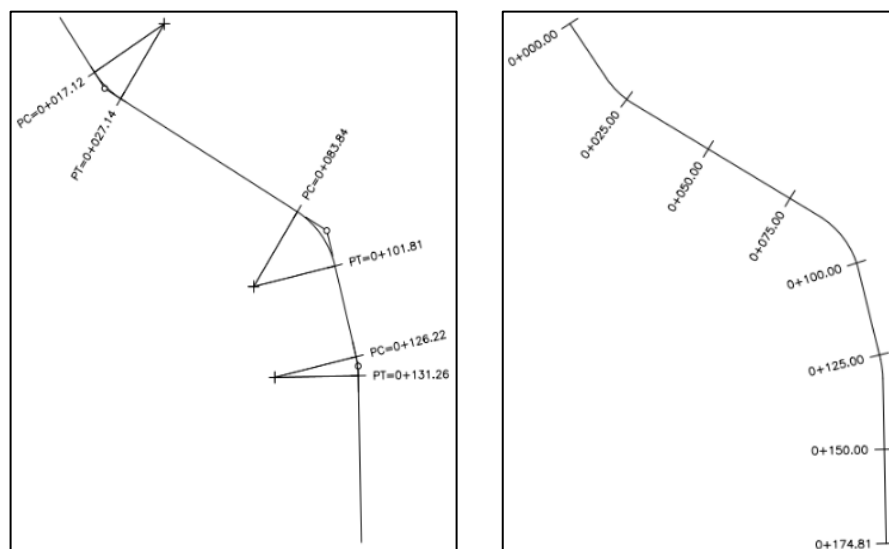


Figura 3.15: Diseño horizontal de la vía.

3.13.2. Diseño vertical de vía de acceso.

Además del diseño de las curvas horizontales en vista en planta del eje de la vía, se deben definir las curvas verticales, definiendo el perfil de corte y relleno, perfil del terreno y la curva de masa de corte y relleno (Figura 3.15). El perfil del proyecto tiene una pendiente menor al límite máximo permisible de 20 % para camiones volquete (Herrera, 2007), con una pendiente mínima de 14.79 % y una máxima de 18.18 % en los tramos de la vía, siendo valores permitidos para la circulación de los camiones volquete en condiciones normales de rendimiento.

De acuerdo a las estaciones y curvas verticales ubicadas a lo largo del eje la vía (Figura 3.16) se ha calculado el volumen de corte y relleno igual a 446,14 m³ y 360,37 m³ respectivamente. Estos valores deben ser lo más parecidos posibles, para que cada uno corresponda al 50 % del total de material a mover.

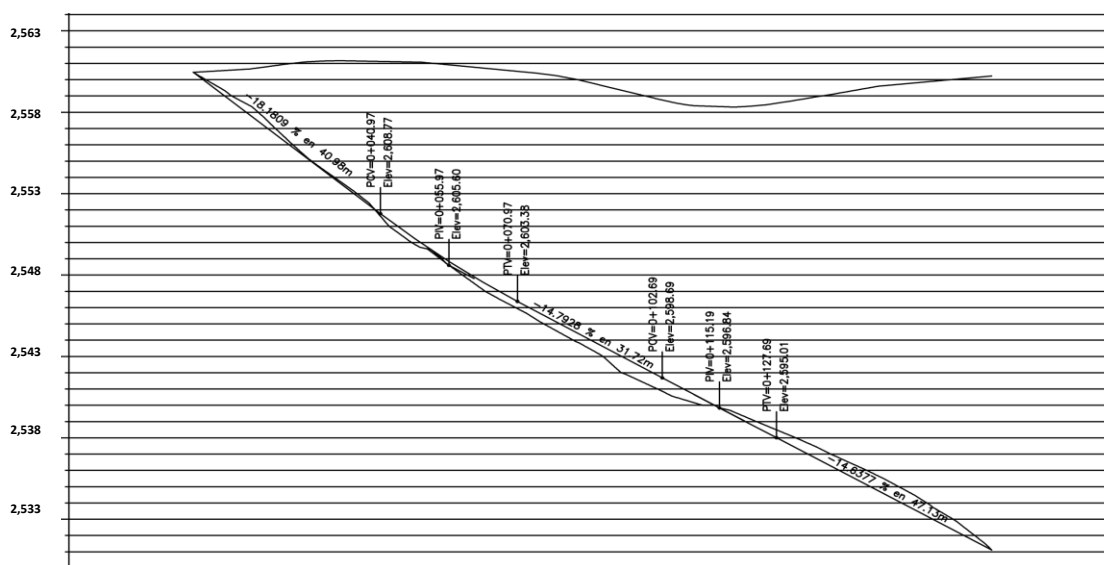


Figura 3.16: Diseño vertical. Escala horizontal 1:800 y escala vertical 1:200.

3.14. Fases de explotación.

Se diseña una secuencia de explotación por fases, en donde cada fase esta definida para un volumen de explotación, definiendo bloques de explotación que serán representados gráficamente.

El avance de explotación comenzará en el nivel 2530 msnm, donde se formará la primera plataforma de maniobras; en adelante, se avanzará desde el banco ubicado en

el nivel 2530 msnm con cara libre en dirección Norte Sur y Oeste Este, formando tres bancos descendentes hasta el nivel 2507 msnm y siendo el sentido de explotación en dirección Este Oeste. El nivel 2507 msnm es nivel basal de la cantera. Se representa también los bloques anuales de material extraído que tienen las reservas necesarias para la ejecución del primer año del proyecto (Figura 3.16).

Para el segundo año el avance de explotación comenzará desde el nivel 2538 msnm en dirección NE - SW, formando un banco descendente con dirección Norte Sur donde se explota el primer banco en toda su longitud, hasta llegar al nivel 2530 msnm donde empieza el segundo banco descendente y la segunda plataforma de maniobras hasta formar la plataforma final ubicada en el nivel 2507 msnm de la cantera.

A continuación se presentan los esquemas de diseño de explotación por etapas anuales con su respectivo bloque de explotación por fases a corto plazo (Figura 3.17), y especificaciones técnicas de diseño. Las direcciones de los taludes diseñados en cada etapa son en sentido Norte Sur para el sector Este de la cantera y los del sector norte tiene una orientación de S80°W. Entre cada nivel de explotación se dejan bermas de seguridad, con un ancho de 3,4 m, que definen los bloques de explotación y perfil de explotación de la cantera.

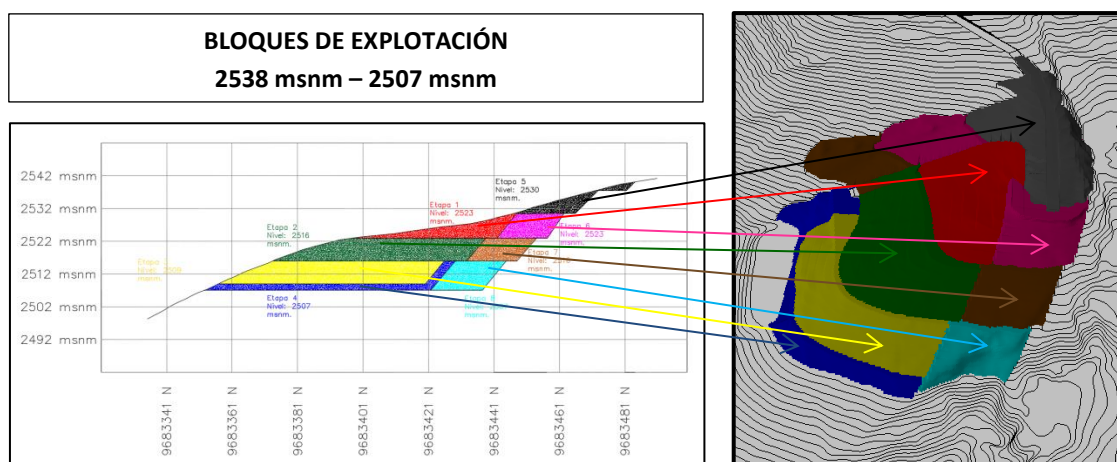


Figura 3.17: Perfil geométrico y vista 3D de bloques de explotación por fases.

3.14.1. Fase uno de explotación.

Para dar inicio a la explotación de la cantera, se hará la apertura de una trinchera de corte con dirección Norte Sur en el sector Norte del depósito mineral, para comenzar desde el nivel 2530 msnm y con un sentido de avance hacia el Oeste, continuando de manera descendente mediante un banco continuo hasta el nivel 2523 msnm. En este nivel se constituirá la última plataforma de maniobras de la etapa con un ancho de 27 m, longitud de 51 m, superficie de 1349,93 m² y un perímetro de 159,55 m. Para llegar a la plataforma del nivel 2523 msnm, se ingresa por medio de una rampa de 48.5 m de longitud, 5 m de ancho y una pendiente del 15% (Figura 3.18).

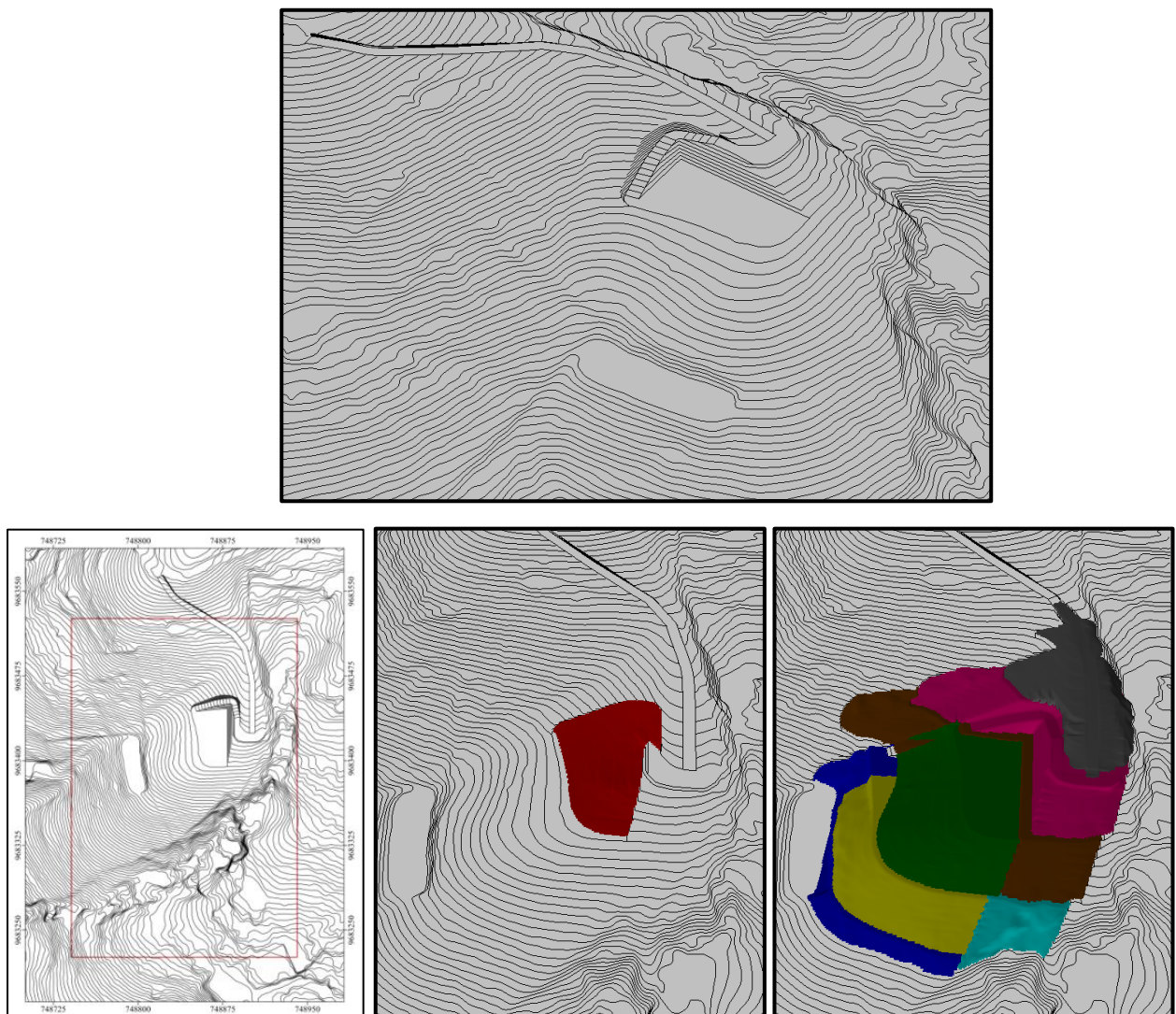


Figura 3.18: Fase Uno – 5034 m³.

Las reservas explotables en la fase uno han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 12), las cuales se detallan en en la Tabla 3.12 que presenta el volumen de explotación de esta etapa igual a 5034 m³.

Tabla 3.12: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Uno.

SECCIÓN W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA ENTRE PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748840				
748850	12,80	10 m	64	64
748860	89,60	10 m	512	576
748870	188	10 m	1388	1964
748880	213	10 m	2005	3969
748890		10 m	1065	5034 m³

3.14.2. Fase dos de explotación.

En esta etapa se avanzará desde la plataforma ubicada en el nivel 2523 msnm con cara libre en dirección Norte Sur hasta el nivel 2516 msnm, siendo el sentido de explotación descendente. En el nivel 2516 msnm se formará la plataforma final de la segunda etapa con un ancho de 55 m, longitud de 63 m, área de 3069,5 m² y un perímetro de 228,74 m. Para llegar a la plataforma del nivel 2516 msnm, se continúa por la rampa de acceso por un tramo de 34,7 m de longitud, siendo la distancia total desde el nivel 2530 msnm hasta el 2516 msnm de 83,2 m. El nuevo tramo de la rampa tiene un ancho de 5 m con una pendiente del 18%. En esta etapa se ha creado una plataforma de relleno en el sector Oeste, la cual ocupa un volumen de 311 m³, para que puedan curvar los camiones volquete (Figura 3.19).

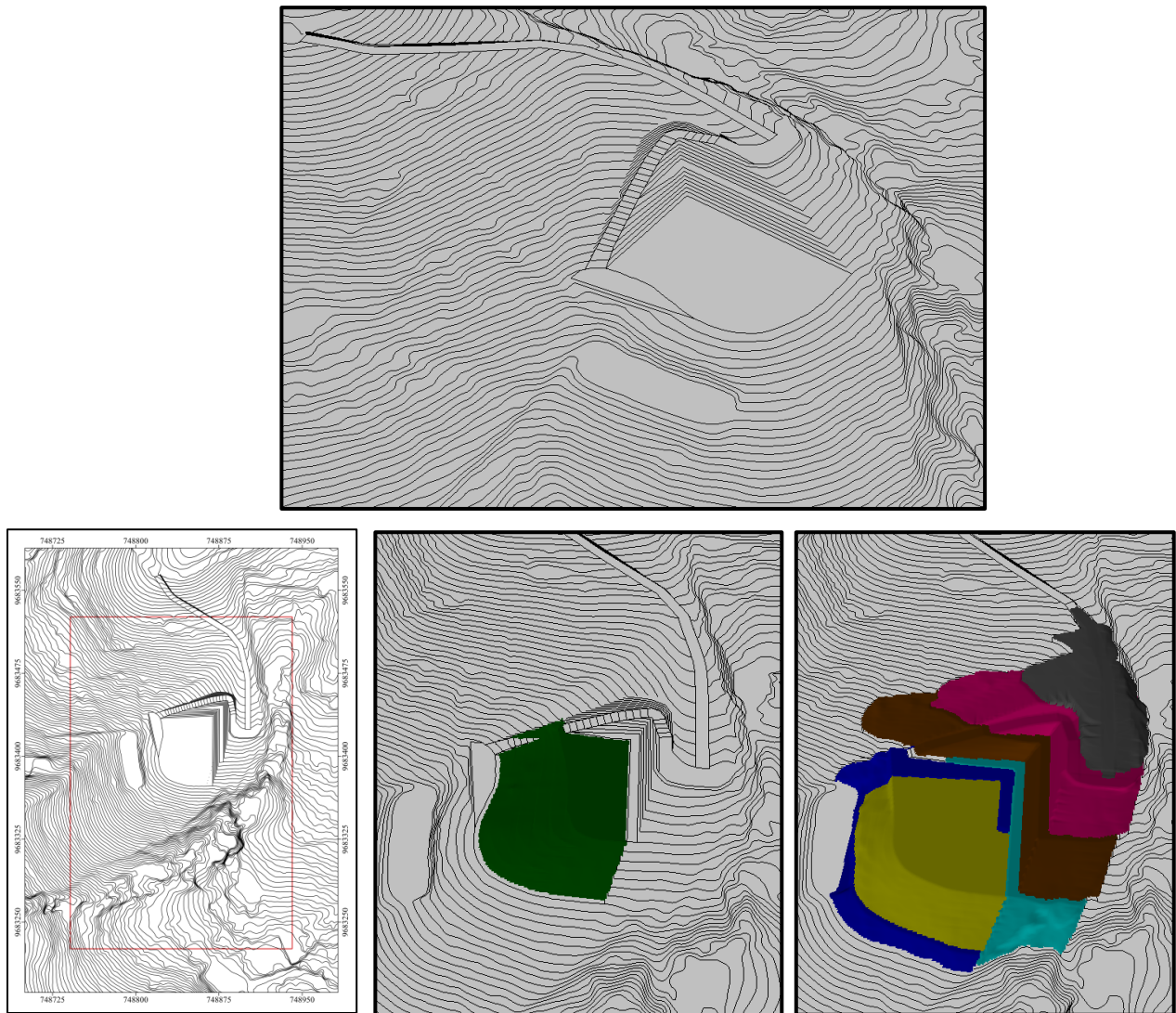


Figura 3.19: Fase Dos – 13326 m³.

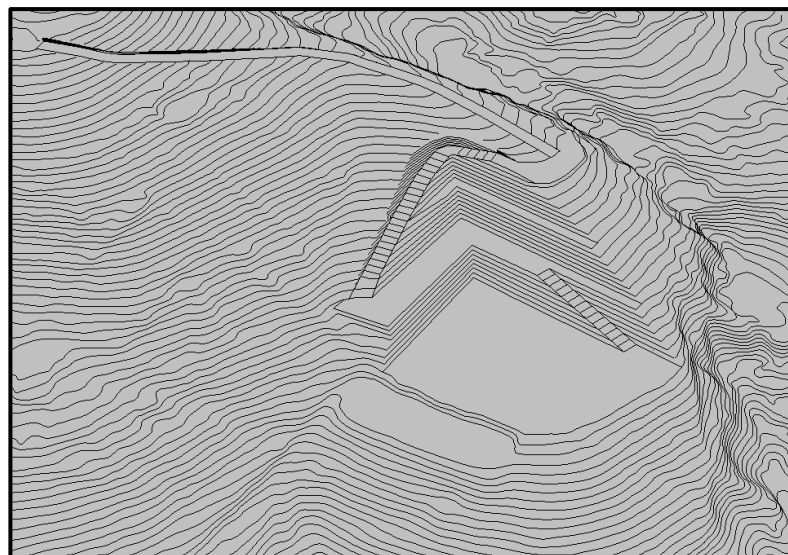
Las reservas explotables en la etapa dos han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 13), y que se detallan en tabla 3.13 en donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 13326 m³.

Tabla 3.13: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Dos.

SECCIÓN W-E m	ÁREA CORTE m ²	VOLUMEN TOTAL m ³	ÁREA RELLENO m ²	VOLUMEN TOTAL m ³
748805				
748815	49,50	247,50	31,1	311
748825	190,70	1,448,50	0	0
748835	315,10	3,977,50	0	0
748845	389,20	7499	0	0
748855	395,00	11420	0	0
748865	24,20	13516	0	0
748875		13637 m³		311 m³

3.14.3. Fase tres de explotación.

En la etapa tres se avanzará desde la plataforma ubicada en el nivel 2516 msnm con cara libre en dirección Norte Sur, formando un banco hasta el nivel 2509 msnm y siendo el sentido de explotación en forma descendente. En el nivel 2509 msnm se formará la plataforma final de la tercera etapa con un ancho de 50 m, longitud de 60 m, área de 2893,25 y un perímetro de 221,93 m. Para llegar a la plataforma del nivel 2509 msnm se crea una rampa en el sector Este de la cantera con una longitud de 35,4 m y un ancho de 5 m. Esta rampa será temporal y tiene una pendiente del 18 % (Figura 3.20).



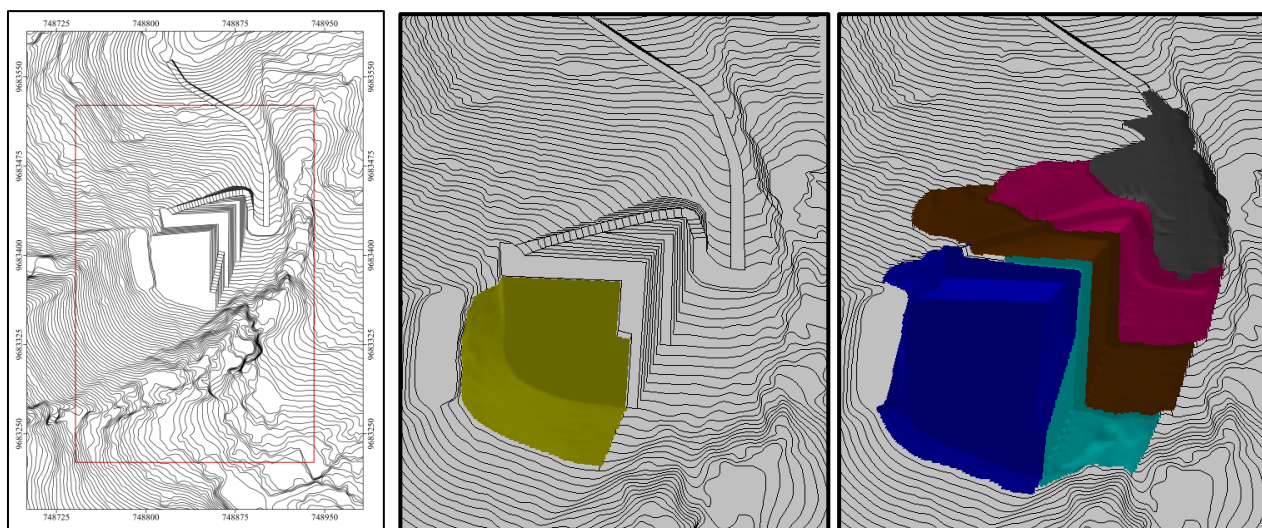


Figura 3.20: Fase Tres – 17613 m³.

Las reservas explotables en la etapa tres han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 14), las cuales se detallan en tabla 3.14 en donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 17613 m³.

Tabla 3.14: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Tres.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748805				
748815	222,70	10 m	1113,50	1113,50
748825	350,30	10 m	2865	3978,50
748835	385,10	10 m	3677	7655,50
748845	407,90	10 m	3965	11620,50
748855	368,90	10 m	3884	15504,50
748865	26,40	10 m	1976,50	17481
748875		10 m	132	17613 m³

3.14.4. Fase cuatro de explotación.

Con la etapa cuatro se culminan las fases de explotación para el primer año de ejecución del proyecto y consumo anual de reservas explotables, en la cual se ha perfilado la cantera eliminando la rampa creada en la etapa tres y con la creación de un banco final de 9 m de altura para contrarrestar el esfuerzo de torque de una posible superficie de deslizamiento. Esta etapa esta comprendida entre los niveles 2516 msnm y 2507 msnm. Esta última cota corresponde al nivel base de explotación de la cantera y es donde queda definida la ultima plataforma de la etapa con un ancho de

70 m, longitud de 75 m, área de 4713,01 m² y un perímetro de 276.54 m. Para llegar a la plataforma basal de la cantera se aumenta un tramo de rampa desde el nivel 2516 msnmm, con una longitud de 35,5 m, una pendiente del 18 % y un ancho de 5 m. De esta manera queda definida la rampa final de acceso al último frente de explotación con una longitud total de 118,7 metros y una pendiente media de 17 % que está dentro del límite de normal rendimiento de los camiones volquete (Figura 3.21).

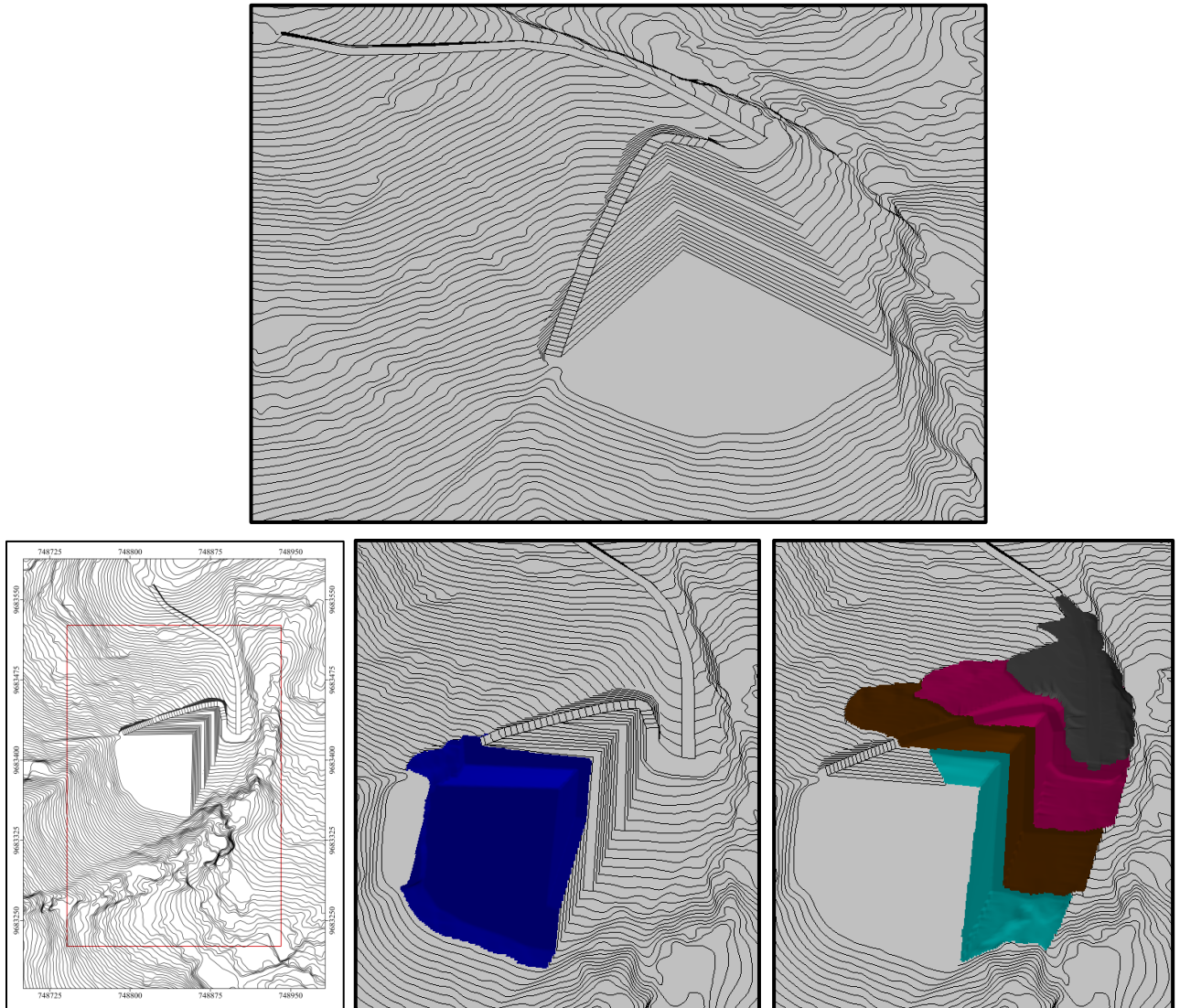


Figura 3.21: Fase Cuatro – 14059 m³.

Las reservas explotables en la etapa cuatro han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m (Anexo 15), las cuales se detallan en tabla 3.15 en donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 14059 m³.

Tabla 3.15: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Cuatro.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748790				
748800	14	10 m	70	70
748810	195,10	10 m	1045,50	1115,50
748820	235,20	10 m	2151,50	3267
748830	232,10	10 m	2336,50	5603,50
748840	231,60	10 m	2318,50	7922
748850	232,20	10 m	2319	10241
748860	265,7	10 m	2489,50	12730,50
748870		10 m	1328,50	14059 m³

3.14.5. Fase cinco de explotación.

La etapa número cinco corresponde al inicio del segundo año de explotación del material pétreo, en la cual se han creado dos plataformas, la primera ubicada en el nivel 2537 msnm con una superficie de 370 m² y perímetro de 88,13 m, y la segunda en el nivel 2530 msnm con un área de 1928,20 m² y perímetro de 212,93 m. Entre estos dos niveles se ha creado una rampa de acceso con una longitud de 32 m y una pendiente del 18 %. Avanzando descendientemente en sentido Norte Sur mediante con un banco de 7 m de altura continuo en dirección Oeste Este hasta el nivel 2530 msnm, en este nivel se formará la última plataforma de maniobras de la etapa con un ancho de 30 m y una longitud de 56,50 m (Figura 3.22).

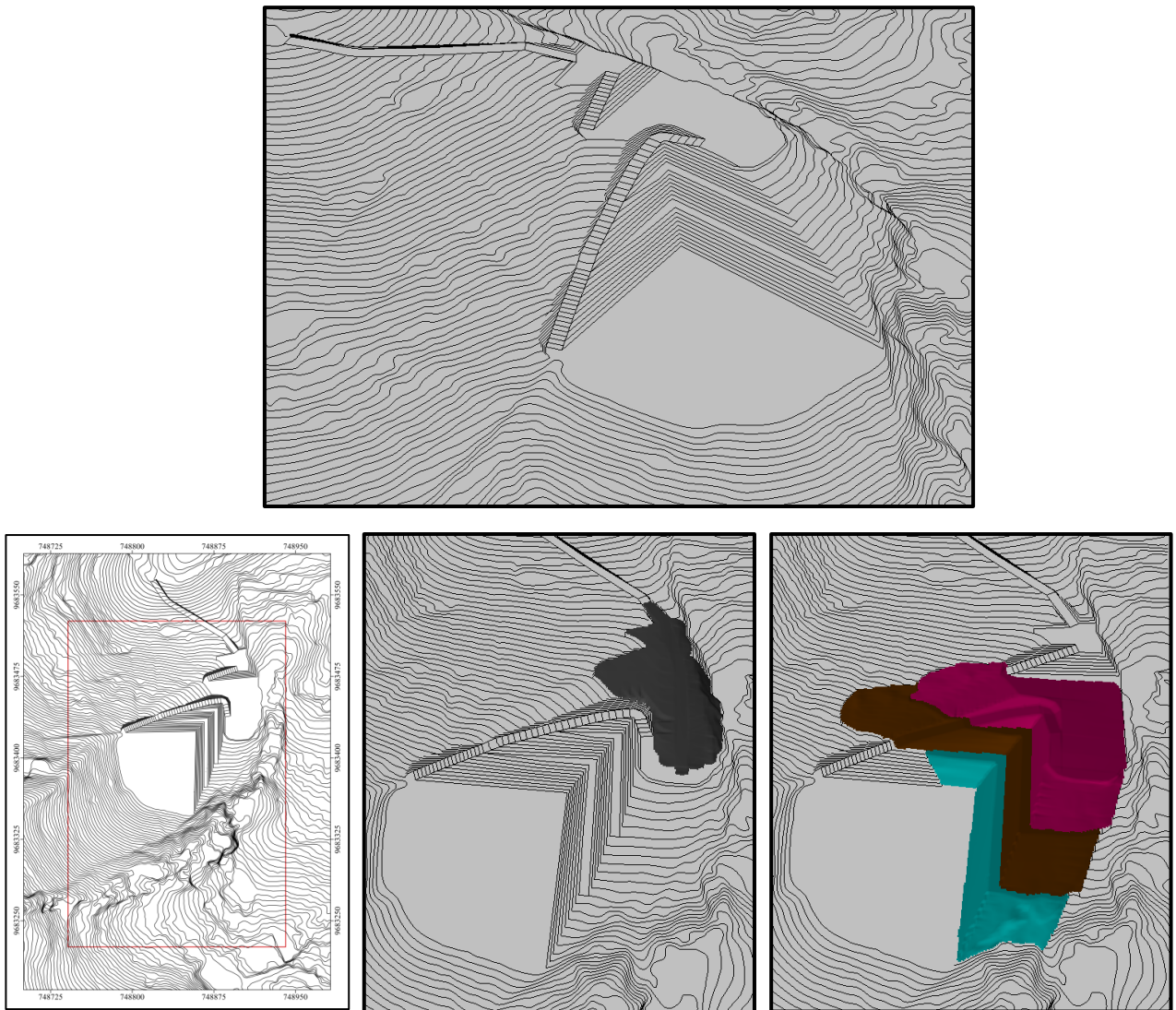


Figura 3.22: Fase Cinco – 3686 m³.

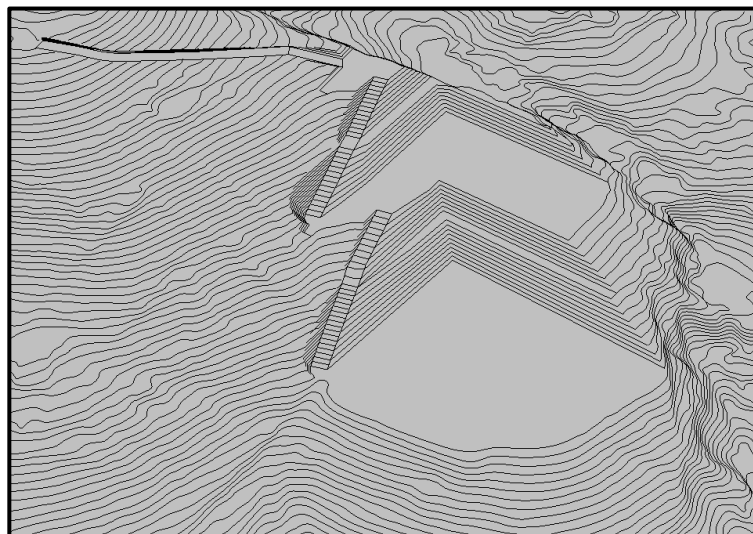
Las reservas explotables en la etapa cinco han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 16), las cuales se detallan en tabla 3.16, donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 3686 m³.

Tabla 3.16: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Cinco.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748860				
748865	2	5 m	5	5
748870	21,80	5 m	59,50	64,50
748875	37,30	5 m	147,75	212,25
748880	64,50	5 m	254,50	466,75
748885	105,40	5 m	424,75	891,50
748890	185,30	5 m	726,75	1618,25
748895	320,90	5 m	1265,50	2883,75
748900		5 m	802,25	3686 m³

3.14.6. Fase seis de explotación.

En esta etapa se avanzará desde la plataforma ubicada en el nivel 2530 msnm con cara libre en dirección Sur, formando un banco de 7 m de altura hasta el nivel 2523 msnm y siendo el sentido de explotación en forma descendente con dirección Norte Sur. En el nivel 2523 msnm se formará la plataforma final de la segunda etapa con un ancho de 33,5 m y 17 m en el sector Este y Norte respectivamente, con una longitud de 67 m, un área de 2834,44 m² y un perímetro de 292,27 m. Para llegar a la plataforma del nivel 2523 msnm, se continúa por la rampa de acceso establecido en la etapa cinco y creando un tramo de 36 m, siendo la distancia total desde el nivel 2537 msnm hasta el 2523 msnm de 92,5 m. El nuevo tramo de la rampa tiene un ancho de 5 m con una pendiente de 18 % (Figura 3.23).



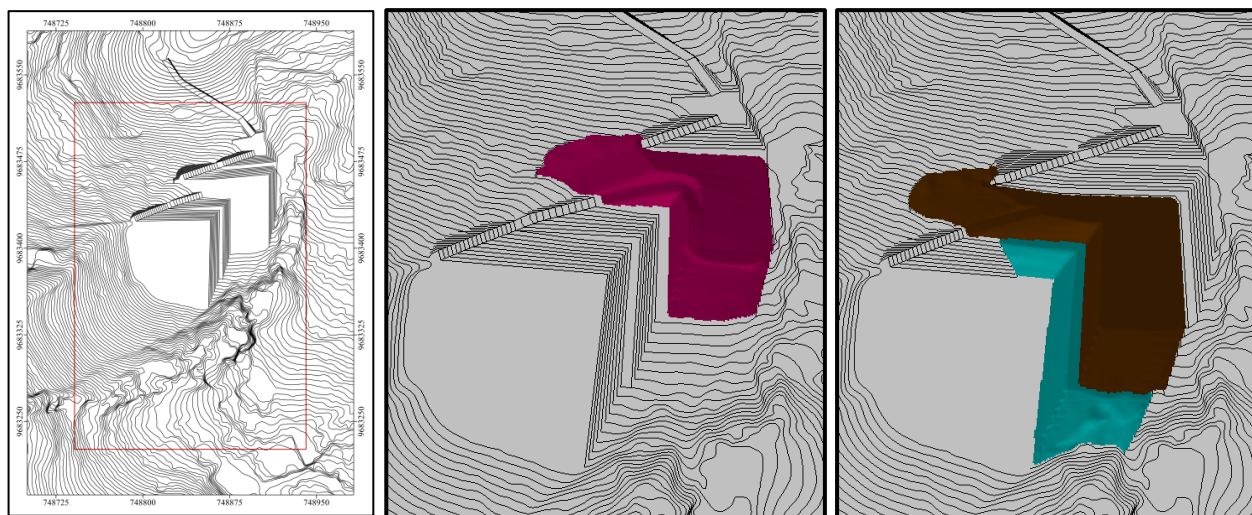


Figura 3.23: Fase Seis – 13635 m³.

Las reservas explotables en la etapa seis han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 17), las cuales se detallan en tabla 3.17 en donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 13635 m³.

Tabla 3.17: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Seis.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748820				
748830	8,90	10 m	44,50	44,50
748840	35,80	10 m	223,50	268
748850	59,40	10 m	476,00	744
748860	81,90	10 m	706,50	1,450,50
748870	98,80	10 m	903,50	2,354,00
748880	190,80	10 m	1448	3,802,00
748890	450,5	10 m	3206,50	7,008,50
748900	437,4	10 m	4439,50	11,448,00
748910		10 m	2187	13,635 m³

3.14.7. Fase siete de explotación.

En esta etapa se avanzará desde la plataforma ubicada en el nivel 2523 msnm con cara libre en dirección Oeste Este, formando un banco de 7 m de altura hasta el nivel 2516 msnm y siendo el sentido de explotación en forma descendente con dirección Sur. En el nivel 2516 msnm se formará la plataforma final de la séptima etapa con un ancho de 31 m y 13,5 m en el sector Este y Norte respectivamente, longitud de 74,5 m, superficie de 3111,40 m² y un perímetro de 348,5 m. Para llegar a la plataforma del nivel 2516 msnm, se continúa por la rampa de acceso y se crea un

nuevo untramo de 34,6 metros, siendo la distancia total desde el nivel 2537 msnm hasta el 2516 msnm de 127,10 metros. El nuevo tramo de la rampa tiene un ancho de 5 m con una pendiente del 18 % (Figura 3.24).

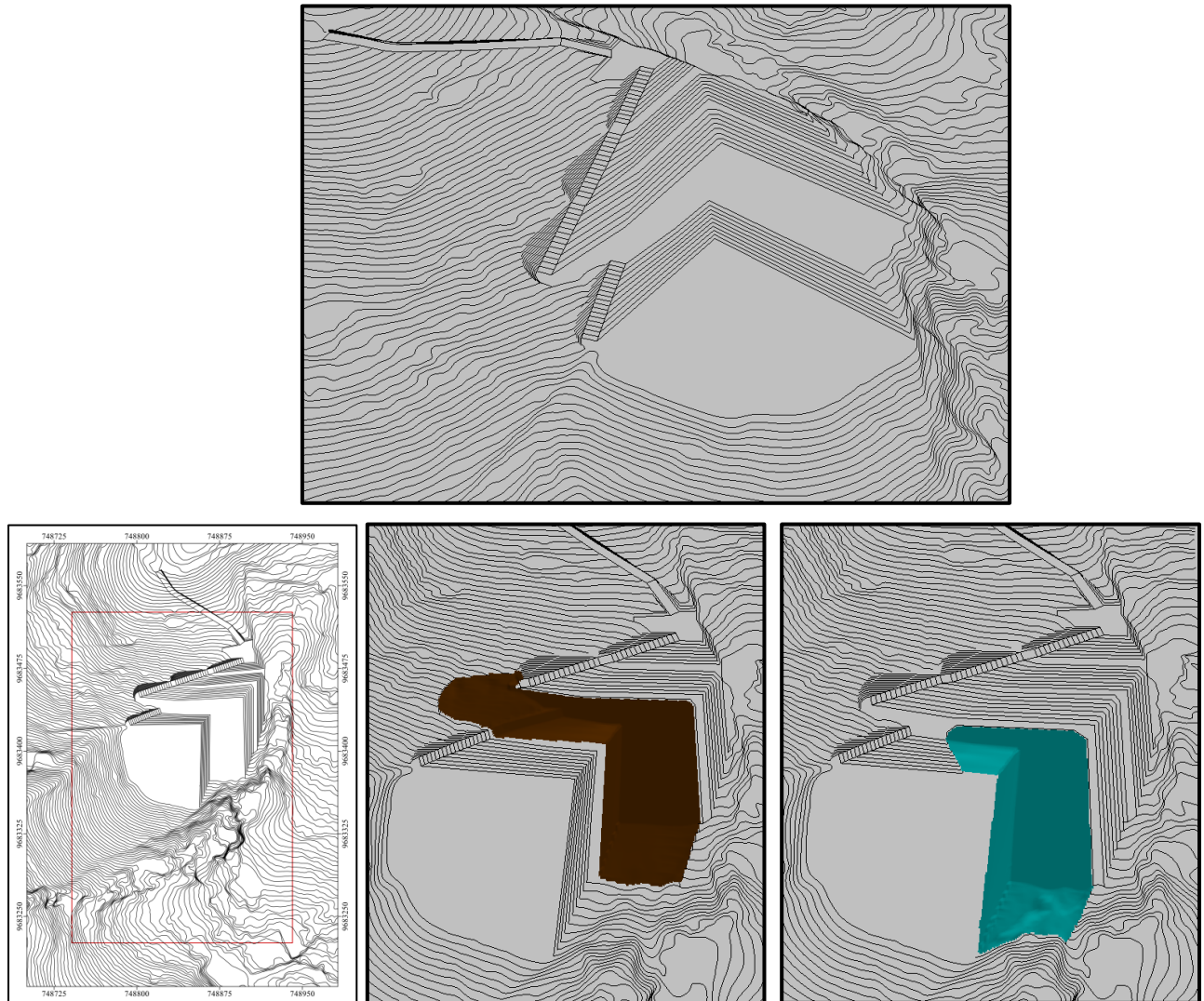


Figura 3.24: Fase Siete – 19327 m³.

Las reservas explotables en la etapa siete han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 18), las cuales se detallan en tabla 3.18 en donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 19327 m³.

Tabla 3.18: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Siete.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748795				
748805	49,80	10 m	249	249
748815	55,90	10 m	528,50	777,50
748825	63,80	10 m	598,50	1376
748835	69,10	10 m	664,50	2040,50
748845	80,40	10 m	747,50	2788,00
748855	85,90	10 m	831,50	3619,50
748865	89,90	10 m	879	4498,50
748875	462,50	10 m	2762	7260,50
748885	487,10	10 m	4748	12008,50
748895	488,30	10 m	4877	16885,50
748905		10 m	2441,50	19,327m³

3.14.8. Fase ocho de explotación.

En esta etapa se avanzará desde la plataforma ubicada en el nivel 2516 msnm con cara libre en dirección Oeste Este, formando un banco de 9 m de altura hasta el nivel 2507 msnm y siendo el sentido de explotación en forma descendente con dirección Sur. En el nivel 2507 msnm se completa la plataforma final de la octava etapa y plataforma final de la cantera, esta plataforma tiene un eje mayor de 100 m y un menor de 85 m hacia el sector Este y Norte respectivamente, una superficie de 7141,05 m² y un perímetro de 353,01 m. Para llegar a la plataforma del nivel 2507 msnm, se continúa por la rampa de acceso final y se crea un nuevo tramo de 39,6 metros de longitud, siendo la distancia total desde el nivel 2537 msnm hasta el 2507 msnm de 163,7 m. El nuevo tramo de la rampa tiene un ancho de 5 m con una pendiente del 18 % (Figura 3.25).

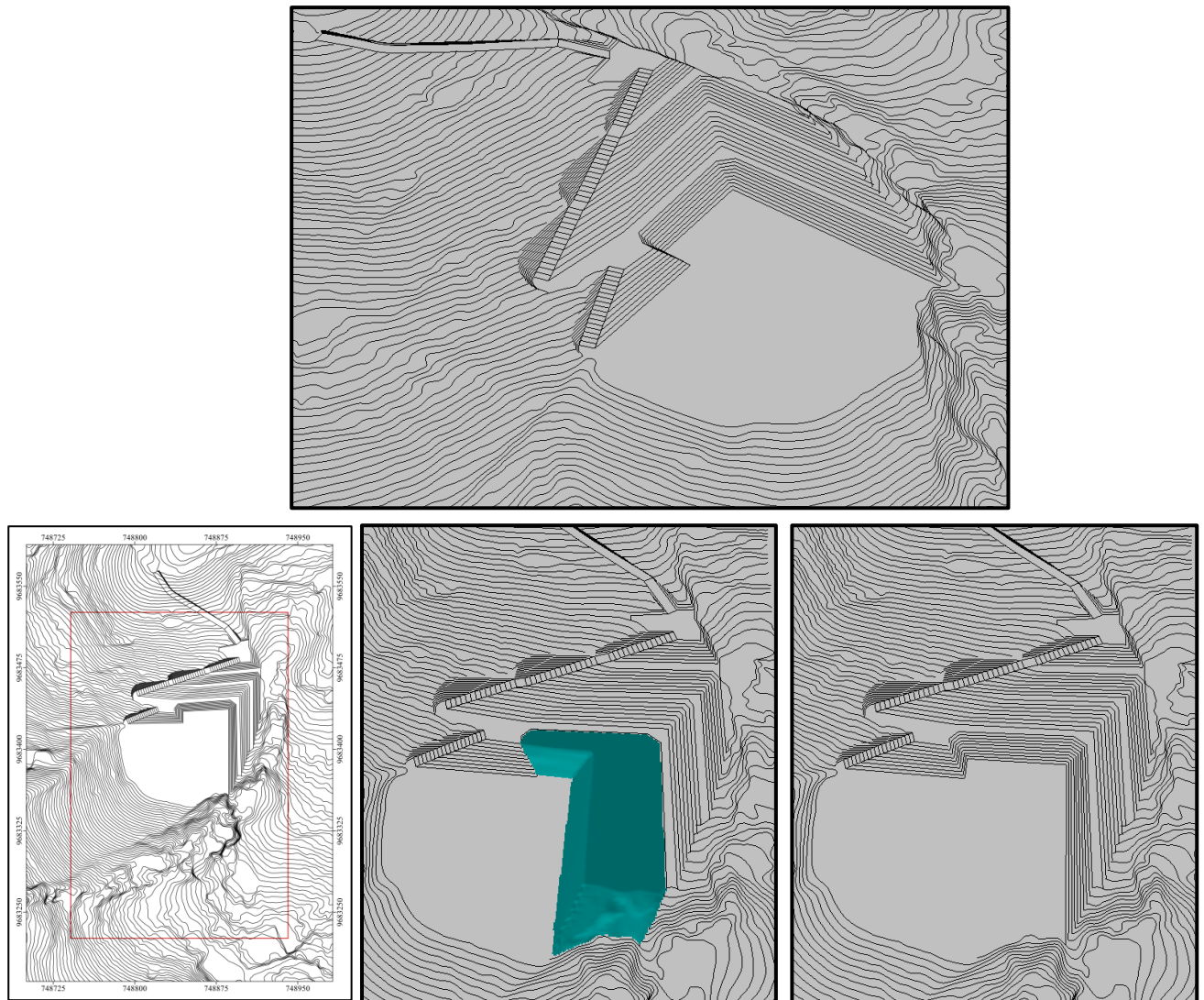


Figura 3.25: Fase Ocho – 21132 m³.

Las reservas explotables en la etapa ocho han sido calculadas aplicando el método de los perfiles, en donde se han generado secciones con una separación de 10 m cada una (Anexo 19), las cuales se detallan en tabla 3.19 en donde el volumen de explotación en esta etapa corresponde a 21132 m³.

Tabla 3.19: Secciones de cálculo de volumen de explotación Fase Ocho.

SECCIONES W-E	ÁREA m ²	DISTANCIA PERFILES	VOLUMEN PARCIAL	VOLUMEN TOTAL
748830				
748840	29,90	10	149,50	149,50
748850	98,10	10	640	789,50
748860	290,30	10	1,942	2731,50
748870	693,80	10	4920,50	7652
748880	673,20	10	6835	14487
748890	327,90	10	5005,50	19492,50
748900		10	1639,50	21132 m³

Los volúmenes de explotación por etapa (Tabla 3.20), donde se especifica los niveles de explotación con su respectivo volumen y el correspondiente volumen de corte y relleno se detallan a continuación.

Tabla 3.20: Volúmenes y niveles de explotación por etapa de explotación.

ETAPA	FASE	NIVELES DE EXPLOTACIÓN		VOLUMEN DE EXPLOTACIÓN	
		NIVEL INICIAL	NIVEL FINAL	CORTE	TERRAPLEN
PRIMER AÑO	1	2530 msnm	2523 msnm	5034	0
	2	2523 msnm	2516 msnm	13637	311
	3	2516 msnm	2509 msnm	17613	0
	4	2509 msnm	2507 msnm	14059	0
SUBTOTAL				50343	311
SEGUNDO AÑO	5	2538 msnm	2531 msnm	3686	0
	6	2531 msnm	2523 msnm	13635	0
	7	2523 msnm	2516 msnm	19327	0
	8	2516 msnm	2507msnm	21132	0
SUBTOTAL				57780	0
VOLUMEN TOTAL EN BANCO				107812 m³	
VOLUMEN TOTAL ESPONJADO				124544,43 m³	
PRODUCCIÓN DIARIA				242,32 m ³	
VOLUMEN REQUERIDO PARA PROYECTO				124540 m ³	

En la tabla 3.21 se presenta el volumen de explotación por etapas con sus respectivos días de cronograma de ejecución de cada fase de explotación.

Tabla 3.21: Volúmenes y niveles de explotación por etapa de explotación.

PRIMER AÑO					
ETAPA	# 1	# 2	# 3	# 4	SUBTOTAL
DÍAS	24	63,53	83,97	67,02	238,52
VOLUMEN	5815,28	15394,20	20346,54	16240,96	57796,97

SEGUNDO AÑO					
ETAPA	# 5	# 6	# 7	# 8	SUBTOTAL
DÍAS	17,57	65	92,14	100,74	275,45
VOLUMEN	4258,07	15751,15	22326,55	24411,69	66747,46
TOTAL: 124544,43 m ³					

3.15. Cronograma de explotación.

En función del ritmo de producción diaria de 242,32 m³ y el volumen de explotación de material esponjado por cada fase de explotación, se presenta un cronograma por días de operación minera (Tabla 3.22) en la cual existen 514 días laborables, 103 semanas y un total de 124544,43 m³ de volumen de explotación durante la ejecución del proyecto.

Tabla 3.22: Cronograma de explotación.

AÑO	PRIMER AÑO DE OPERACIÓN MINERA											
ETAPA	#1 - 5,815.28 m3			#2 - 15,394.20 m3			#3 - 20,346.54 m3			#4 - 16,240.26 m3		
MES/ DÍAS	M1:21D	M2:22D	M3:23D	M4:20D	M5:23D	M6:22D	M7:19D	M8:22D	M9:20D	M10:21D	M11:22D	M12:23D
DÍAS/SEMANA	5 5 5 5 1 3 2	5 5 5 5 2 5 5 5 3	5 5 5 5 3 5 5 5 2	5 5 5 5 2 3 5 5 3 5 5 5 2	5 5 5 5 3 5 5 5 2 5 5 5 4	5 5 5 5 2 5 5 5 5 2 5 5 5 5	5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5	5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5	5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5	5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5	5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5	5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5 5
DÍAS	24			63.53			83.97			67.02		

AÑO	SEGUNDO AÑO DE OPERACIÓN MINERA											
ETAPA	#5 - 4,258.07 m3			#6 - 15,751.15 m3			#7 - 22,326.55 m3			#8 - 24,411.69 m3		
MES/ DÍAS	M1:20D	M2:23D	M3:22D	M4:21D	M5:23D	M6:21D	M7:20D	M8:22D	M9:20D	M10:22D	M11:21D	M12:21D
DÍAS/SEMANA	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1	5 5 5 5 5 5 5 5 3 5 5 5 1
DÍAS	17.57			65			92.14			100.74		

3.16. Maquinaria minera.

A continuación se muestra el proceso de cálculo para seleccionar la maquinaria para las operaciones de arranque, carguío y transporte con un factor de acoplamiento igual a 1 entre los equipos de carguío y transporte, mediante el uso de un conjunto de variables propias de cada equipo y del material a cargar o a transportar.

Una de las etapas más relevantes para cumplir con la producción programada es la correcta selección de maquinaria para las operaciones de arranque, carguío y transporte, desde el frente de explotación hasta la zona de stock o punto de descarga. Es por eso que de acuerdo a las características de la maquinaria se ha establecido que las operaciones de arranque y carguío se desarrollen con el uso de una excavadora hidráulica, marca Komatsu, modelo PC200, y para la operación de transporte se utilicen camiones volquete marca Hino, serie 500, de 8 m³ de capacidad, siguiendo un sistema de explotación discontinuo sin ningún tipo de preparación del macizo rocoso en cuanto a perforación y voladura.

Con el fin de desarrollar eficazmente el ciclo de explotación entre las unidades de carga y de transporte, debe existir entre estas un cierto equilibrio de dimensiones y capacidad de producción de la maquinaria. Una regla muy extendida a nivel laboral es que el número de cucharones de material que debe depositar el equipo de carga sobre la unidad de transporte debe estar comprendido entre 3 y 6 para lograr tiempos de ciclo y de producción más efectivos.

3.16.1. Maquinaria de arranque y carguío.

En la operación minera, dentro de las operaciones de arranque y carguío en canteras, se destaca el uso de excavadoras hidráulicas, siendo unidades montadas sobre orugas con un cucharón en la parte delantera y asociada a maquinaria de tipo estacionaria. La labor de arranque corresponde a la extracción del material *in situ* o en banco de forma mecánica, el cual se efectuará de forma directa y mecánica con una excavadora hidráulica Komatsu PC200 (Figura 3.26), que dentro de sus especificaciones técnicas cumple con la altura del banco diseñado, además este equipo también efectúa la operación de carguío.

EXCAVADORA HIDRÁULICA KOMATSU PC200		
Potencia del Motor.	110 KW - 148 HP	
Dimensiones		
Longitud Total.	9,48 m	
Ancho Total.	2,8 m	
Radio de Giro.	3,27 m	
Alcance		
Altura de corte.	9,5 m	
Altura de descarga.	6,63 m	
Capacidad de cucharón.	1,17 m3	



Figura 3.26: Excavadora hidráulica Komatsu PC200.
Fuente: Catálogo Komatsu, 2016.

3.16.1.1. Número de equipos de arranque y carguío.

Para determinar el número de excavadoras hidráulicas necesarias para una producción diaria de 235,87 m³, se debe calcular el tiempo de ciclo por cada excavadora en función de las variables de tiempo que han sido tomadas dentro de la observación de campo, y que se detallan en la Tabla 3.23. Este valor es usado para el tiempo de arranque o carguío de un cucharón de material.

Tabla 3.23: Tiempo de ciclo para maniobras de carga y descarga.

TIEMPO DE CICLO	
Acción	Tiempo (seg)
Levantar la pala (x2)	10
Vaciar la pala	3
Bajar la pala	4
Tiempo en cargar y posicionarse	13
Tiempo de ciclo "Tc"	30

Otra variable importante para la selección de la flota de maquinaria es determinar la capacidad de producción de cada equipo. Para la operación de arranque y carguío se ha calculado la cantidad de material que puede ser removido mediante arranque mecánico por una excavadora hidráulica, la cual produce 504 m³ al día como se muestra en la tabla 3.24.

Tabla 3.24: Capacidad de producción de la excavadora hidráulica.

PRODUCCIÓN DIARIA	
$\text{Producción (m}^3\text{/h)} = \frac{60 * C_c * E * F}{T_c}$	
Factor de llenado "F"	75%
Capacidad de llenado real "Cc"	0,94 m ³
Eficiencia "E"	75%
Tiempo de ciclo "Tc"	0,5 min
Horas de trabajo	8 horas/día
Capacidad de producción	63 m³/h
	504 m³/día

Con la mencionada capacidad de producción diaria de una excavadora en cuanto a operación de carguío de material hacia las unidades de transporte, el cual corresponde al doble de la producción requerida para la obra pública, se justifica el sobredimensionamiento del equipo debido a que efectuará la operación de arranque mecánico y carguío de material a las unidades de transporte (Tabla 3.25).

Tabla 3.25: Número de equipos de carguío.

CANTIDAD DE EXCAVADORAS HIDRÁULICAS	
$N = \frac{\text{Producción diaria}}{\text{Capacidad de producción}}$	
Producción diaria	242,32 m ³ /día
Capacidad de producción	504 m ³ /día
N	0,5 ≈ 1 Excavadora Hidráulica.

De acuerdo a las volúmenes de explotación por cada etapa del diseño minero, el número de excavadoras hidráulicas y capacidad de producción de la misma, se estima un total de días de uso de maquinaria de 444,99 ≈ 445 días para el primer año y 513,90 ≈ 514 días para el segundo año (Tabla 3.26), con un total de 959 días de los 1040 días que dura el proyecto, obteniéndose una diferencia del 7.8 %, valor que se ocupará para la adecuación de la vía de acceso y factor de tiempo de utilización de la maquinaria.

Tabla 3.26: Volúmenes y tiempos de arranque y carguío durante el proyecto.

PRIMER AÑO - OPERACIÓN DE ARRANQUE					
ETAPA	# 1	# 2	# 3	# 4	SUBTOTAL
DÍAS	20,77	54,99	72,68	58,02	206,47
VOLUMEN	5034	13326	17613	14059	50032
PRIMER AÑO - OPERACIÓN DE CARGUÍO					
ETAPA	# 1	# 2	# 3	# 4	SUBTOTAL
DÍAS	24	63,53	83,97	67,02	238,52
VOLUMEN	5815.28	15394.20	20346.54	16240.96	57796.97

SEGUNDO AÑO - OPERACIÓN DE ARRANQUE					
ETAPA	# 1	# 2	# 3	# 4	SUBTOTAL
DÍAS	15,21	56,27	79,76	87,21	238,45
VOLUMEN	3686	13635	19327	21132	57780
SEGUNDO AÑO - OPERACIÓN DE CARGUÍO					
ETAPA	# 5	# 6	# 7	# 8	SUBTOTAL
DÍAS	17,57	65	92,14	100,74	275,45
VOLUMEN	4258.07	15751.15	22326.55	24411.69	66747.46

3.16.2. Maquinaria de transporte.

La operación de transporte se efectúa con camiones volquete marca Hino, modelo GH500, de 8 m³ de capacidad (Figura 3.27), los cuales se encargarán de transportar el material desde el frente de explotación hasta el lugar de acopio (Figura 3.28).

CAMIÓN VOLQUETE HINO GH500		
Potencia del Motor.	260 HP	
Dimensiones		
Longitud Total.	8,56 m	
Ancho Total.	2,45 m	
Radio de Giro.	12,8 m	
Altura Total.	3,15 m	
Capacidad		
Tanque combustible.	200 lt	
Capacidad de carga.	12060 Kg	
Capacidad de balde.	8 m3	

Figura 3.27: Camión volquete Hino GH500 - 8 m³.
Fuente: HINO, 2016.

En la Figura 3.28 se muestra el mapa de trayecto entre el punto de carga y descarga, que corresponden al frente de explotación en actividad o actual y el patio de stock respectivamente. El punto de descarga se encuentra ubicado en la plaza de la Capilla de San Vicente, desde la localidad de San Gerardo, a una distancia de 1,8 kilómetros del lugar de emplazamiento de la cantera.

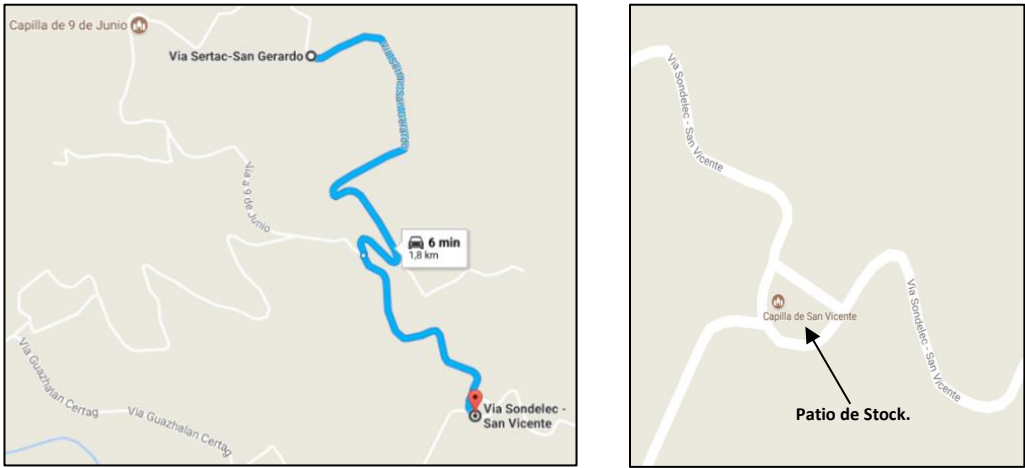


Figura 3.28: Trayecto del camión volquete entre el punto de carga y descarga.
Fuente: Google Maps, 2017.

3.16.2.1. Número de camiones volquete.

Para determinar el número de camiones volquete requeridos para la ejecución del proyecto es necesario calcular el tiempo de transporte (Tabla 3.27) y tiempo de ciclo de cada camión volquete (Tabla 3.28) en función de las variables de tiempo que han sido tomadas de observación.

Tabla 3.27: Tiempo de transporte entre el punto de carga y descarga.

TIEMPO DE TRANSPORTE	
$T_t \text{ (min)} = \frac{\text{Longitud de pista} * 0,06}{\text{Velocidad media}}$	
Tiempo de transporte cargado "Ttc"	5,4 min
Velocidad media cargado	20 Km/h
Distancia al punto de descarga	1800 m
Tiempo de transporte descargado "Ttd"	4,32 min
Velocidad media descargado	25 Km/h
Distancia al punto de carga	1800 m
Tiempo total de transporte "Ttc+Ttd"	9,72 min

Tabla 3.28: Tiempo de ciclo entre el punto de carga y descarga.

TIEMPO DE CICLO	
$T_c \text{ (min)} = T_e + T_{mc} + (5T_c) + T_d + T_t$	
Tiempo de espera "Te"	0,1 min
Tiempo de maniobras de carga "Tmc"	0,25 min
Tiempo de carga "Tc"	4 min
Tiempo de descarga "Td"	1,5 min
Tiempo de ciclo "Tc"	31,6 min

Para determinar el número total de volquetes necesarios que debe ser asignado a cada unidad de carga se debe calcular el factor de acoplamiento (FA) con un valor igual a uno. Este factor consiste en la relación entre la máxima producción de los equipos de carguío respecto a los equipos de transporte. Con una distancia entre puntos de carga y descarga igual a 1,8 Km se necesitan 8 camiones volquete con una capacidad de 8 m³ (Tabla 3.29), que es una variable que no se puede cambiar por ser de esa capacidad los camiones volquetes a alquilar para la obra pública por parte del contratista de la maquinaria.

Tabla 3.29: Factor de acoplamiento.

Factor de acoplamiento	$FA = \frac{N * P * t}{n * T}$
Número de volquetes	$N = \frac{FA * n * T}{P * t}$
Número total de unidades de carga "n"	1
Número de cucharones para llenar el balde "P"	8
Tiempo de ciclo del volquete "T"	37,65 min
Tiempo de ciclo de cada cucharón "t"	0,5 min
Número total de volquetes "N"	8

3.17. Cuneta de coronación.

La cuenta de coronación (Figura 3.29) es una construcción civil que se ubica en la corona de un talud y es utilizada para captar la escorrentía en la parte alta del talud, y desvía el agua de escorrentía superficial hacia los bancos de explotación, evitando la infiltración y erosión de los mismos, además sirve para conducir el agua a un sitio seguro de desfogue, como es el caso de la quebrada ubicada en el sector Este y una parcela de cultivos en el sector Oeste de la cantera (Figura 3.30).

La cuneta de coronación no debe construirse muy cerca al borde superior del talud de corte final de la cantera, para evitar que se convierta en el comienzo y guía de una superficie de deslizamiento, por lo que se localizará a una distancia de 5 metros del corte final de los bancos de cierre de mina, además deberá estar impermeabilizada con hormigón y tendrá una suficiente pendiente para garantizar un rápido drenaje del agua captada con una pendiente mínima de 2 %, evitando así la sedimentación de partículas gruesas y en suspensión.

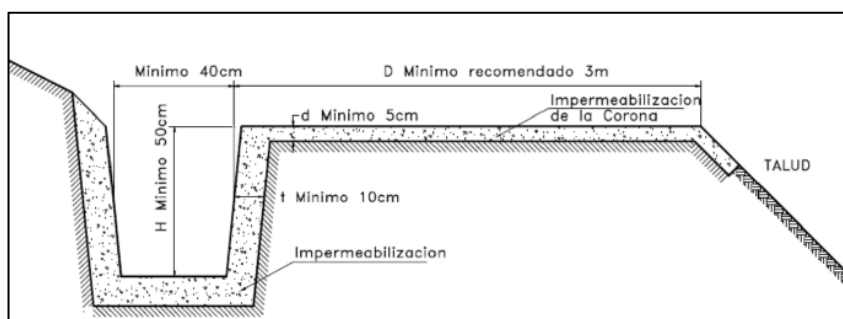


Figura 3.29: Dimensiones recomendadas en cuneta de coronación.

Fuente: Universidad Europea, s.f.

Se debe asegurar la limpieza de la cuneta por lo menos 2 veces al año, con el fin de evitar la acumulación de material que al ser arrastrado genere taponamiento y grietas que puedan conllevar a la desestabilización del terreno.

La cuneta de coronación puede ser trapezoidal o rectangular. La sección de una cuneta de forma trapezoidal es de 0.50 metros o 0.60 metros de plantilla, y taludes conformados de acuerdo con las características del terreno y la profundidad, que estarán comprendidos entre 0.40 metros y 0.60 metros; la pendiente será del 2% (Figura 3.30).

Desde la vía de acceso al área minera, la cuneta de coronación (Figura 3.29) de color rojo, en dirección Oeste de la cantera presenta un longitud de 263.7 metros y en dirección Este 151.2 metros.

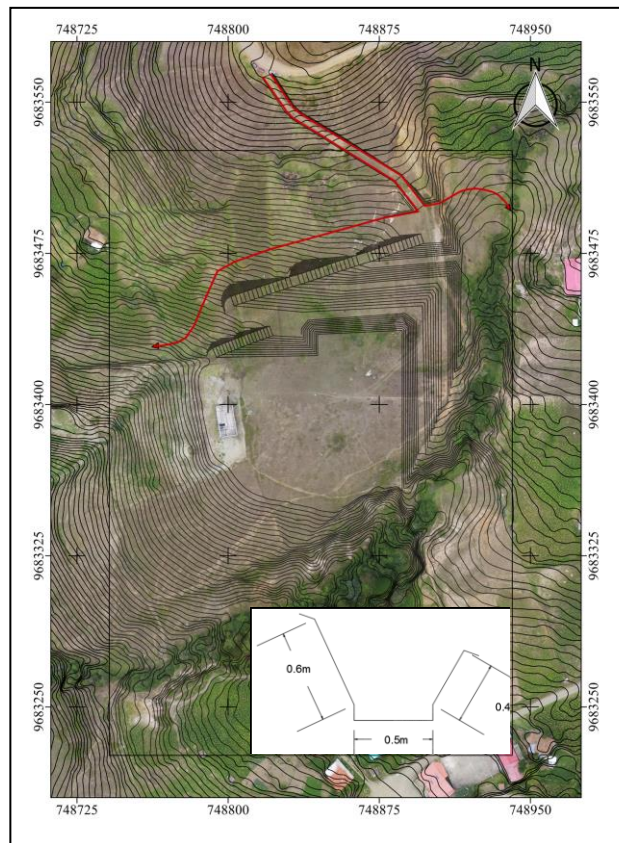


Figura 3.30: Ilustración de diseño de cuneta de coronación.

CAPÍTULO IV

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

4.1. Equipos de protección personal.

Una vez que la cantera se encuentra en operación, es necesario cumplir con obligaciones que aseguren que la operación se desarrolle en perfectas condiciones de seguridad. Para cumplir esta condición se debe garantizar la integridad física de los trabajadores, ante cualquier peligro que genere un riesgo de seguridad y salud dentro de cada operación, mediante el uso de equipos de protección personal “EPP”, los cuales son elementos de uso individual que cumplen la función de proteger al trabajador de los riesgos que puedan presentarse durante el desarrollo de sus labores. Para la elección de cada equipo de protección personal se debe tomar en cuenta el nivel de seguridad necesario del trabajador, así como la comodidad de uso del equipo.

Existen cuatro condiciones fundamentales para eliminar o reducir los riesgos profesionales dentro de cualquier actividad de riesgo:

- Eliminación del riesgo.
- Aislamiento del riesgo.
- Alejamiento del trabajador o protección colectiva.
- Protección del trabajador o uso de Equipos de Protección Personal “EPP”.

Para la selección de los equipos de protección personal se debe evaluar en qué medida cumplen con el grado de protección ante una situación de riesgo y el grado de protección de cada elemento. También se debe tomar en cuenta que los EPP no interfieran en el proceso productivo, y así mismo que cumpla con las exigencias ergonómicas y de salud del trabajador, es decir que no incomoden para el buen desenvolvimiento de las actividades, por lo que su uso será exclusivo dependiendo de la actividad que desarrolle el personal involucrado en la ejecución del proyecto.

4.1.1. Tipos de EPP.

De acuerdo al tipo de riesgo, al que cada trabajador se encuentre expuesto, existen diferentes tipos de equipos de protección personal que cumplen una función específica y se dividen de la siguiente manera (Tabla 4.1).

Tabla 4.1: Equipos de protección personal.

EPP	DESCRIPCIÓN
	Casco de Seguridad: Equipo de protección que se coloca en la cabeza del operador de maquinaria, choferes de camiones, y técnico supervisor de mina, para proteger la parte superior de la misma contra objetos que puedan caer. Este elemento de seguridad es de mucha importancia debido a que protege una de las partes más importantes y vitales del cuerpo humano.
	Protección Auditiva: Equipo de protección que se coloca en la cabeza y con protección directa a los oídos. Este elemento de seguridad sirve para protegerse del ruido y prevenir los efectos auditivos no deseados. Usado por operador de Excavadora Hidráulica.
	Gafas de Seguridad: Equipo de protección que se coloca en el rostro y con protección directa a los ojos. Este elemento de seguridad sirve para protegerse de cortes en los ojos o párpados, salpicaduras de químicos, polvo, golpes y sol. Lo usa todo el personal operativo.
	Calzado de Seguridad: Equipo de protección que se coloca en los pies para resguardar a los trabajadores de diferentes riesgos, principalmente destinados a la protección de los dedos de los pies, así como la contaminación con hidrocarburos, descargas eléctricas, caída, golpes y atrapamientos. Lo usa todo el personal operativo.
	Guantes de Seguridad: Equipo de protección que se usa en las manos para protegerlas contra cualquier amenaza de corte, abrasiones, quemaduras, punciones con objetos punzocortantes, contacto directo de la piel con productos químicos corrosivos y peligrosos. Lo utiliza todo el personal cuando lo amerite.
	Protección Respiratoria: Equipo de protección que se coloca en el rostro y con protección directa en la boca para proteger contra uno o varios contaminantes específicos que existen en el lugar de trabajo, principalmente el polvo dentro del caso de explotación de canteras para materiales de construcción. Personal operativo del frente de explotación.

4.2. Matriz de riesgos.

La matriz de evaluación de riesgos (Tabla 4.2) permite registrar, cuantificar y compartir conjuntos de peligros y riesgos. Para utilizar esta herramienta, se deben tomar en cuenta los riesgos que se desean evaluar y asignarles una interpretación de consecuencia, de exposición y otra de probabilidad. La consecuencia hace referencia a la magnitud del efecto del riesgo en caso de producirse, la exposición al tiempo y la probabilidad hace referencia a la posibilidad de que el riesgo se produzca, de esta manera se establecen medidas de control mediante el uso de equipos de protección personal.

Tabla 4.2: Matriz de riesgos.

PERSONAL INVOLUCRADO	ACTIVIDAD / OPERACIÓN	SECUENCIA DE LA ACTIVIDAD	HERRAMIENTAS / EQUIPOS	PELIGRO	RIESGO	VALORACION DE RIESGO			
						CONSECUENCIA		EXPOSICION	PROBABILIDAD
						MEDIDA DE CONTROL	INTERPRETACION	INTERPRETACION	INTERPRETACION
Ingeniero de Minas	DISEÑO DEL ÁREA A INTERVENIR/ DIRECCIOAMIENTO Y AVANCE DE EXPLOTACIÓN	Inspección del área	Teodolito, Eestación Total / Nivel	Proyección de materiales	Golpe / corte	Calzado de Seguridad/ Caso de Seguridad / Chaleco reflectivo	Notable	Muy alta	Conseible pero improbable
				Superficies de trabajo defectuosas	Caida mismo o distinto nivel		Importante	Muy alta	Conseible pero improbable
				Condiciones metereologicas extremas	Enfermedades Respiratorias		Notable	Baja	Conseible pero improbable
Operador de Maquinaria / Ayudante Maquinaria	DESCAPOTE	Acondicionar zona de trabajo retirando capa de tierra y vegetacion	Barreta, excavadora hidráulica.	Uso de herramientas	Golpe / Corte	Calzado de Seguridad/ Caso de Seguridad / Chaleco reflectivo	Muy seria	Alta	Poco usual
				Proyeccion de fragmentos / particulas	Golpe / Corte / Amputacion		Muy seria	Alta	Conseible pero improbable
Operador de Maquinaria / Ayudante Maquinaria	ARRANQUE MECÁNICO Y CARGUJO DE MATERIAL METAVOLCÁNICO	Excavar con retroexcavadora	Excavadora Hidráulica	Vehiculos en movimiento	Atropellos	Calzado de Seguridad/ Caso de Seguridad / Chaleco reflectivo / Protección auditiva / Protección visual / Proteccón respiratoria	Muy seria	Muy alta	Conseible pero improbable
					Atrapamiento por vuelco de maquinas		Muy seria	Muy alta	Conseible pero improbable
					Choques contra otros vehiculos		Muy seria	Muy alta	Conseible pero improbable
				Movimientos vibratorios	Exposicion a vibraciones		Seria	Muy alta	Rara pero posible
				Fuentes de Ruido	Hipoacusia		Seria	Muy alta	Posible
				Polvos	Trastornos Sistema Respiratorio		Seria	Muy alta	Posible
				Gases de Combustion	Trastornos Sistema Respiratorio/Nervioso		Seria	Muy alta	Posible
				Condiciones metereologicas extremas	Enfermedades Respiratorias		Importante	Media	Poco usual
				Trabajos en altura	Caida a distinto nivel		Muy seria	Muy alta	Conseible pero improbable
				Inestabilidad del area de trabajo	Atrapamiento por vuelco de maquinas		Muy seria	Muy alta	Rara pero posible
Operador de Excavadora / Ayudante de Maquinaria / Chofer Volquete		Cargar el material con Excavadora en camion volquete	Excavadora / Volquete	Vehiculos en movimiento	Atropello	Calzado de Seguridad/ Caso de Seguridad / Chaleco reflectivo / Protección auditiva / Protección visual / Proteccón respiratoria	Muy seria	Alta	Poco usual
					Atrapamiento por vuelco de maquinas		Muy seria	Alta	Poco usual
					Choques contra otros vehiculos		Muy seria	Alta	Poco usual
				Condiciones metereologicas extremas	Enfermedades Respiratorias		Notable	Baja	Rara pero posible
				Trabajos en altura	Caida a distinto nivel		Muy seria	Muy alta	Poco usual
				Superficies de trabajo defectuosas	Caida al mismo nivel		Importante	Muy alta	Poco usual
				Polvos	Trastornos Sistema Respiratorio		Seria	Muy alta	Poco usual
				Fuentes de Ruido	Hipoacusia		Seria	Muy alta	Poco usual
				Movimientos vibratorios	Exposicion a vibraciones		Seria	Muy alta	Rara pero posible
	Gases Combustion			Trastornos Sistema Respiratorio / Nervioso	Seria		Muy alta	Poco usual	
Operador de excavadora / Chofer de Volquete	Desalojar material en camión volquete	Volquete	Vehiculos en movimiento	Atropello	Calzado de Seguridad/ Caso de Seguridad / Chaleco reflectivo	Muy seria	Muy alta	Poco usual	
				Atrapamiento por vuelco de maquinas		Muy seria	Muy alta	Poco usual	
				Choques contra otros vehiculos		Muy seria	Muy alta	Poco usual	
			Condiciones metereologicas extremas	Enfermedades Respiratorias		Importante	Baja	Poco usual	
			Trabajos en altura	Caida a distinto nivel		Muy seria	Muy alta	Conseible pero improbable	
			Polvos	Trastornos Sistema Respiratorio		Seria	Muy alta	Poco usual	
			Fuentes de Ruido	Hipoacusia		Seria	Muy alta	Poco usual	
			Gases Combustion	Trastornos Sistema Respiratorio / Nervioso		Seria	Muy alta	Poco usual	
			Movimientos vibratorios	Exposicion a vibraciones		Seria	Muy alta	Rara pero posible	
						Seria	Muy alta	Rara pero posible	

4.3. Señalética.

La señalética es aquella que transmite un mensaje de seguridad particular dentro de las operaciones mineras, instalaciones y frentes de trabajo. Estas señales se representan con la combinación de una forma geométrica, un color y un símbolo de seguridad principalmente; además, la señal de seguridad puede también incluir un texto, sea éste con palabras, letras o números.

De acuerdo al contenido del Reglamento de Seguridad y Salud en el Trabajo en el ámbito minero- Resolución 20 - Registro Oficial 247 de 16-may-2014, en su artículo 20 de señalización de seguridad, establece que en todas las labores mineras deberá existir la siguiente señalización de seguridad de acuerdo a la norma técnica nacional vigente (Norma INEN 0349):

- Señalización de prevención: Identifica los peligros a los que se está expuesto.
- Señalización de obligación: Identifica los comportamientos deseados y el uso de Equipos de Protección Personal (EPP).
- Señalización de prohibición: Identifica los comportamientos no deseados y los prohíbe.
- Señalización de información: Proporciona indicaciones de actuación en caso de emergencia e información de zonas específicas.

4.3.1. Especificaciones técnicas.

El diseño de la señalética está en función de los parámetros establecidos en la norma INEN 0439 (Figura 4.1), y su fabricación se ejecutará de acuerdo a las medidas, cantidad y con los materiales de la norma (Tabla 4.3).

Tabla 4.3: Dimensiones de señales de seguridad.

LETRERO DE SEGURIDAD	MEDIDAS	CANTIDAD
Entrada y salida de volquetes	60cm x 40 cm	2
No peatones	60cm x 40 cm	1
Disco Pare	60cm x 60 cm	1
Punto de encuentro	60cm x 60 cm	1
Caída a distinto nivel	60cm x 60 cm	1
Maquinaria trabajando	60cm x 60 cm	1
Límite máximo de velocidad	60cm x 60 cm	2
Obligación de uso de EPP	90cm x 90 cm	1
Zona de derrumbe	60cm x 60 cm	1
Identificación del área	180 cm x 90 cm	1

- Planchas de aluminio anodizado de 2 mm de espesor.
- Vinil adhesivo , 2 colores, grado IV, Norma ASTM D4956.
- Vinil adhesivo con electro corte de acuerdo a norma INEN para textos y pictogramas.
- Soportes en tubo cuadrado de 2,4 m de altura galvanizado, de 2” x 1.5”.
- La altura libre de la señal no debe ser menor a 2 m desde la superficie del terreno hasta el borde inferior de la señal.
- Instalación al piso mediante fundición de hormigón una profundidad de 0,40 m.
- Las señales deberán ser instaladas alejadas de la vegetación para que cumplan su función de avistamiento.

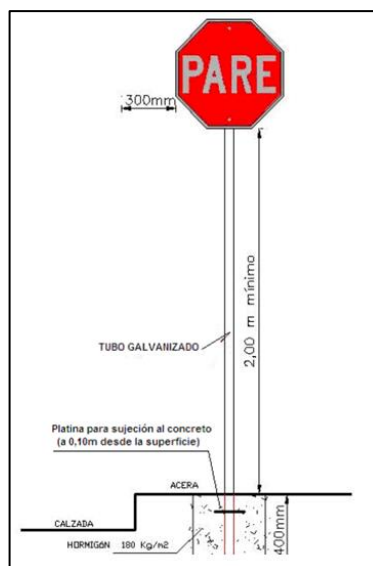


Figura 4.1: Ejemplo de señal de Pare.
Fuente: Norma INEN.

En la Tabla 4.4 se establece los cuatro colores de seguridad, el color auxiliar, sus respectivos significados y ejemplos del uso correcto de los mismos. Los colores de seguridad se definen de acuerdo a las propiedades colorimétricas y/o foto métricas específicas, y así también un significado de seguridad.

Tabla 4.4: Colores de seguridad y significado de señalética.

COLOR DE SEGURIDAD	GEOMETRÍA DE SEGURIDAD	SIGNIFICADO DE SEGURIDAD	USO DE SEÑALÉTICA
ROJO		- Señales de Alto. - Señales de Prohibición.	- Señal de parada. - Signos de prohibición.
AMARILLO		- Señales de Atención. - Señales de Peligro. - Señales de Precaución.	- Demarcación de áreas de trabajo. - Advertencia de obstáculos.
VERDE		Señales para condición de Seguridad.	- Puntos de encuentro. - Botiquín de primeros auxilios
AZUL		- Señales de Uso. - Señales de Obligación. - Señales de Información.	- Obligación de uso de EPP. - Se considera de seguridad sólo cuando se utiliza en conjunto con un círculo.

4.4. Señalética fija.

La señalética que se ubica en lugares fijos dentro del área minera corresponde a señalética de prohibición, precaución y para condición de seguridad, las cuales se ubican dentro del área minera de acuerdo a un criterio técnico de ubicación y visualización de las mismas por parte del personal involucrado en las diferentes operaciones que involucran riesgos y zonas de peligro (Tabla 4.5).

Tabla 4.5: Señales fijas.

SEÑAL FIJA	RÓTULO	DESCRIPCIÓN	DISEÑO
DISCO PARE	Leyenda y borde retroreflectivo Blanco. Fondo retroreflectivo rojo. Código INEN 0349: R1-1.	Se instala en las aproximaciones a las intersecciones, donde una de las vías tiene prioridad con respecto a otra, y obliga a parar el vehículo frente a esta señal antes de cruzar la intersección. Ubicado en el ingreso a la vía de acceso.	
ENTRADA Y SALIDA DE VOLQUETAS	Señal triangular con símbolo y orla negro.	Se deberá utilizar en aproximaciones a intersecciones donde el tráfico pueda identificar la cercanía del ingreso y salida de volquetes en la vía principal. Ubicado en el ingreso a la vía de acceso.	
DISCO LÍMITE DE VELOCIDAD	Límite máximo de velocidad 10 km/h. Símbolo y orla negro con círculo rojo y fondo blanco retroreflectivo. Código INEN 0349: R4-1 A	Indica la velocidad máxima permitida en un tramo de vía. Su instalación requiere de un estudio previo de dicho tramo. La velocidad se determina para transporte de maquinaria pesada, la accidentalidad y por viviendas cercanas al sector de intervención. Ubicado a lo largo de la vía de acceso.	
PUNTO DE ENCUENTRO	Pictograma blanco sobre fondo verde. El color verde debe recubrir al menos el 50% de la superficie del panel.	La señalización de evacuación y salvamento es especialmente marcada para facilitar la intervención de primeros auxilios y permitir una evacuación rápida en caso de accidente o emergencia. Ubicado en la parte baja de las plataformas.	
ID DEL ÁREA MINERA	Señal rectangular con fondo blanco y orla negra. Texto con letras negras.	Corresponde a una señal auxiliar de identificación que se ubica en el ingreso al área minera. Ubicado al ingreso al área minera concesionada.	

Fuente: Norma INEN 0439.

4.5. Señalética móvil.

Para todas aquellas obras o tareas de corta duración se propone que por motivos de seguridad y rapidez de instalación, emplear la señalización móvil en lugar de la señalización fija. Estas señales móviles serán ubicadas en los frentes de trabajo y cortes del terreno conforme el avance de la explotación para definir zonas de seguridad, prohibición y obligación (Tabla 4.6).

Tabla 4.6: Señales móviles.

SEÑAL MÓVIL	RÓTULO	DESCRIPCIÓN	DISEÑO
NO PEATONES	Símbolo y orla negros. Círculo rojo y fondo blanco retroreflectivo. Código INEN 0349: R3-10.	Esta señal indica la prohibición del ingreso de peatones al área de trabajo donde se encuentra la maquinaria pesada. Esta señal debe ser móvil para llevarla al frente del trabajo. Ubicado en plataforma de frente de explotación.	
ZONA DE DERRUMBE	Símbolo y Orla negro. Fondo amarillo retroreflectivo. Código INEN 0349: P6-6I y P6-6D para lado izquierdo y derecho respectivamente.	Esta señal se deberá utilizar en lugares de la mina donde existen o se pueda advertir de la aproximación a zonas de derrumbes o desprendimiento de roca. Ubicado en plataforma de frente de explotación.	
INDICACIÓN DE PELIGROS	Fondo amarillo franja triangular negra, el símbolo de seguridad será negro, el color amarillo debe cubrir por lo menos el 50% del área de la señal.	Se colocan entre 300m y 75m de distancia donde se encuentra la maquinaria pesada en operación dentro de los diferentes frentes de explotación de la cantera. Ubicado en frente de explotación.	
PELIGRO CAÍDA A DISTINTO NIVEL	Fondo amarillo con franja triangular negra, el símbolo de seguridad será negro y estará colocado en el centro de la señal.	Esta señal permitirá indicar a quienes se encuentren en el área de explotación que existe riesgo de una caída desde un nivel superior a uno inferior. Ubicado en plataforma en cota más alta.	
OBLIGACIÓN DE USO DE EPP.	Fondo azul con símbolo de seguridad y texto blancos y colocados en el centro de la señal. Señal rectangular con símbolo en conjunto redondo.	Los símbolos usados en las señales de obligación establecen tipos generales de protección que se debe utilizar el personal operativo en las diferentes actividades productivas. Esta señalización se ubica en el frente de trabajo de tal forma que pueda ser vista por todas las personas que laboran en la zona. Ubicado en plataforma de frente de explotación.	

4.6. Mapa de ubicación de la señalética.

De acuerdo a los riesgos evaluados en el entorno de trabajo del personal operativo involucrado en el proceso minero, se presenta el mapa de ubicación de la señalética fija y móvil dentro del área minera, la cual ha sido ubicada en los puntos más críticos y de prevención ante cualquier evento de inseguridad durante cualquier operación minera (Figura 4.2).

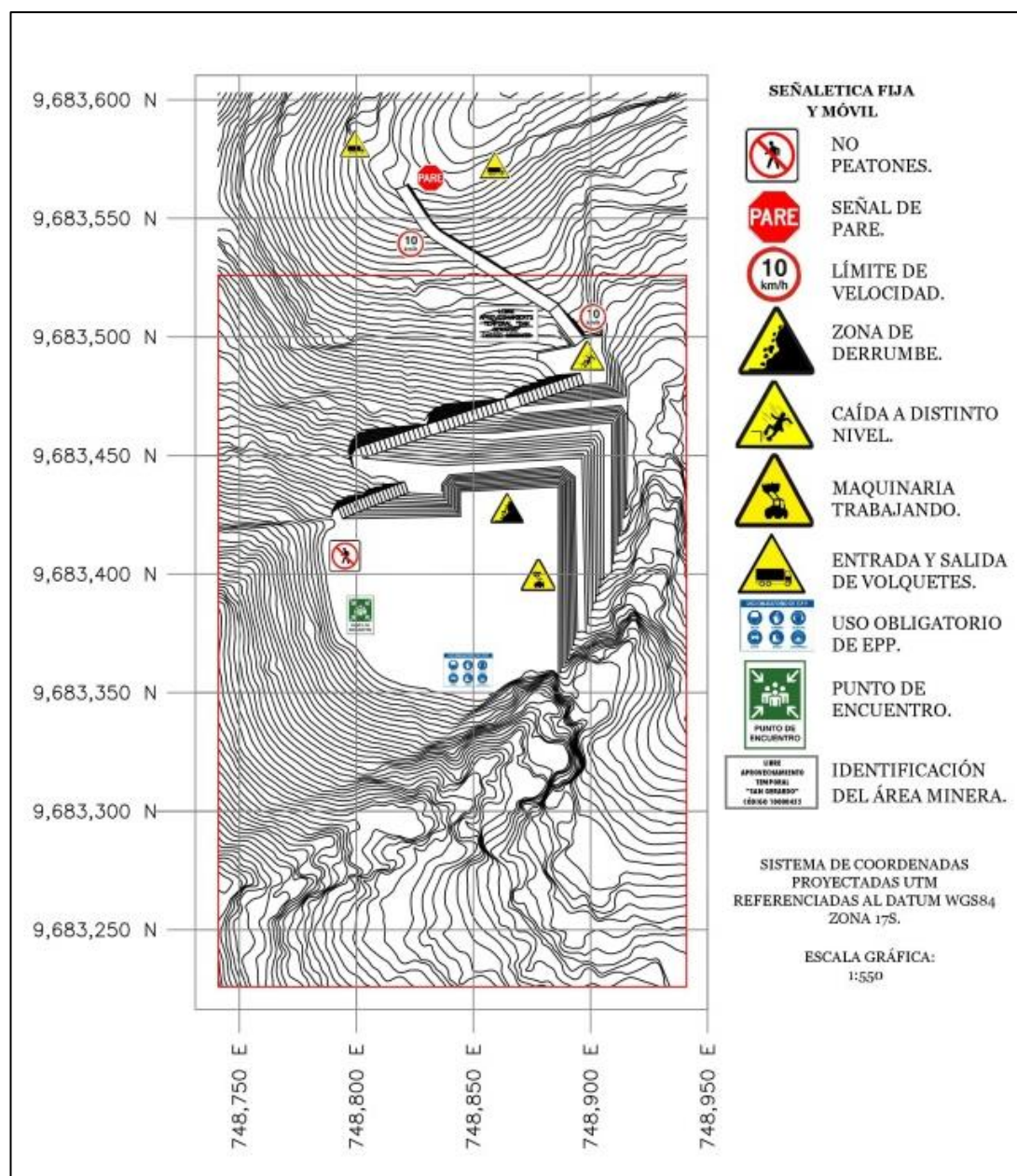


Figura 4.2: Mapa de ubicación de señalética de seguridad.

4.7. Instalaciones.

Las instalaciones mínimas con las que debe contar el libre aprovechamiento para su desarrollo con normalidad dentro de la operación minera son las siguientes y se muestran en la figura 4.3.

- Área de almacenamiento: zona de tanques de combustible y aceite.
- Accesos, entradas y salidas.
- Garita de ingreso.
- Letrinas sanitarias móviles.
- Contenedores de clasificación de residuos sólidos comunes.

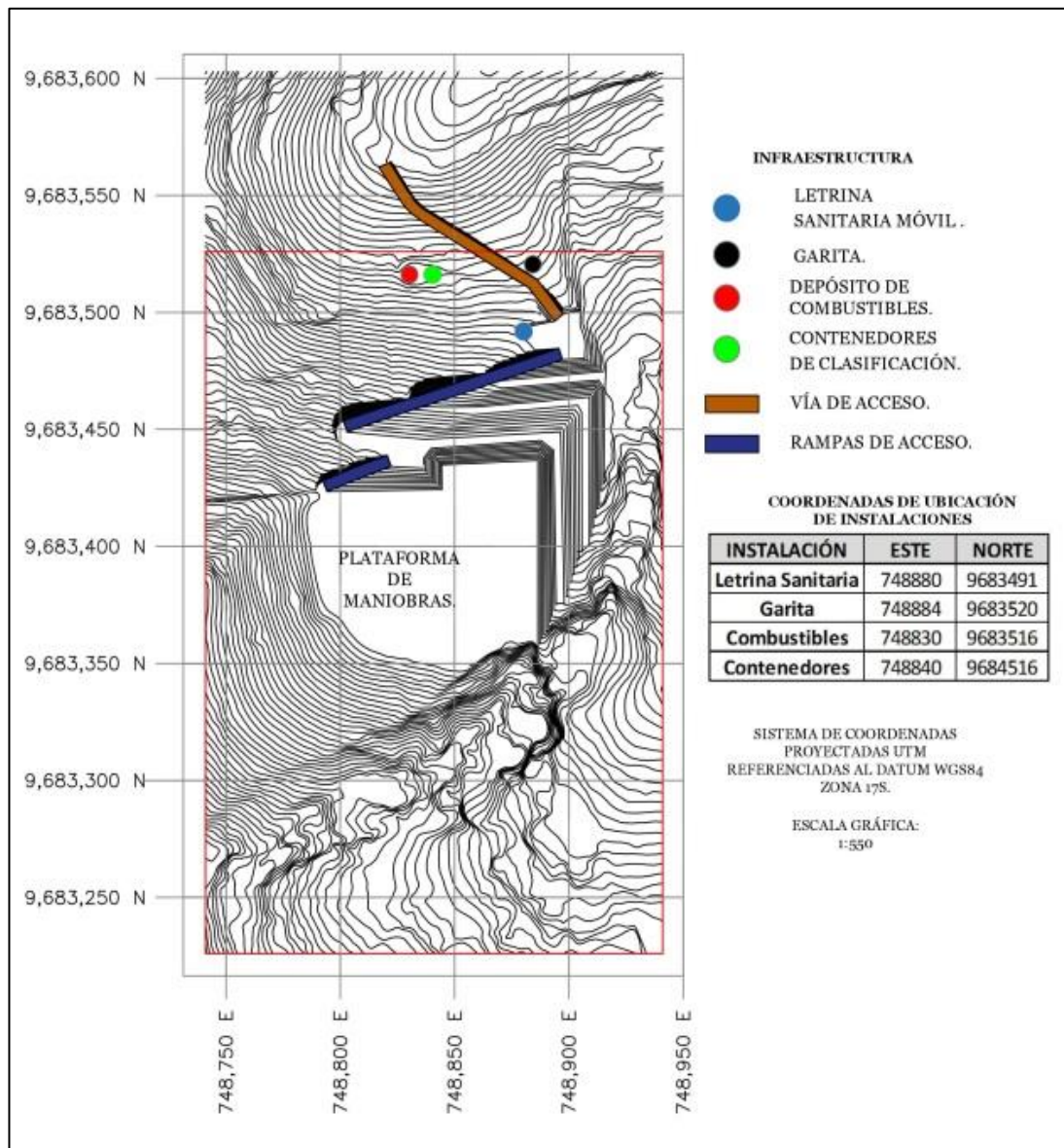


Figura 4.3: Mapa de ubicación de instalaciones mineras.

4.7.1. Almacenamiento de combustibles.

El correcto almacenamiento y disposición del combustible necesario para el funcionamiento de la maquinaria de arranque, carguío y transporte, debe contar con infraestructura que cumpla con normas técnicas de cuidado medioambiental para garantizar que no se produzcan fugas ni vertidos de hidrocarburos en el recurso suelo.

4.7.1.1. Cubeto para almacenamiento de combustible.

Los tanques superficiales de almacenamiento de combustible cumplirán los requisitos señalados a continuación.

- Los tanques de combustible de instalación superficial deben mantenerse herméticamente cerrados, a nivel del suelo, estar aislados del suelo mediante un material impermeable para evitar filtraciones y contaminación del ambiente, y rodeados de un cubeto o estructura de contención impermeable técnicamente diseñado para el efecto, con cunetas de protección, trampa de aceite y válvula de fuga, ocupando un volumen igual o mayor al 110% de la capacidad del tanque de combustible y aceites como se muestra en la figura 4.4.

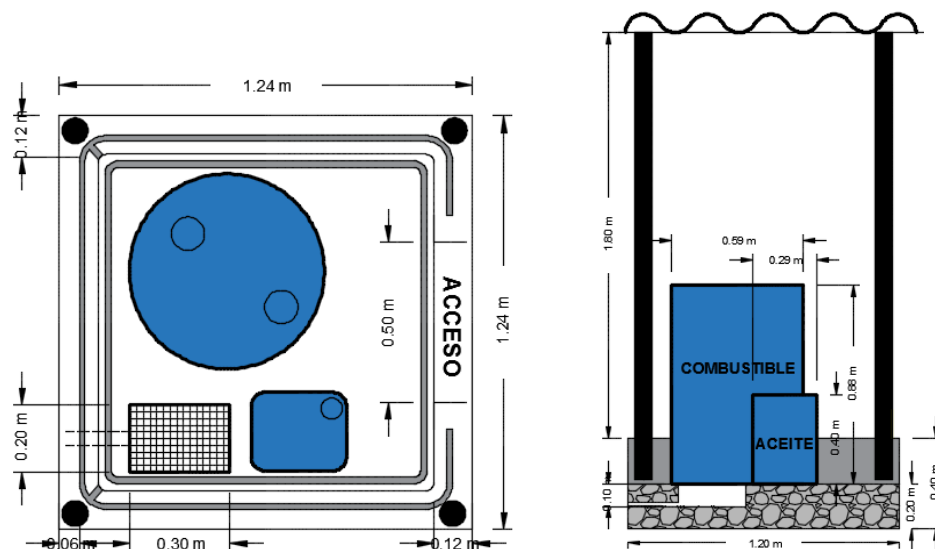


Figura 4.4: Cubeto para almacenamiento de combustibles.

- Cuando un grupo de tanques comparta un cubeto, la capacidad de contención será igual o mayor al 110% del tanque mayor, descontando el volumen ya ocupado por los otros tanques.

Tabla 4.7: Tanque de combustible y bidón de aceite.

TANQUE DE COMBUSTIBLE	BIDÓN DE ACEITE
Altura: 880 mm Diámetro: 585 mm Espesor: 1 mm Capacidad: 200 lt 	Altura: 396mm Ancho: 235 mm Largo: 285 mm Capacidad: 29 lt 

- La capacidad operativa del tanque no debe ser menor que la capacidad nominal, ni mayor que 110% de la capacidad nominal. La longitud del tanque no será mayor que 6 veces su diámetro.

4.8. Cierre de mina.

Al llevar a cabo el diseño de explotación descendente de una cantera desde su apertura en el terreno, es importante que se integren todas las medidas y estrategias acorde a políticas de gestión ambiental de cierre de mina en cantera.

Una vez que la cantera cesa sus operaciones, los problemas ambientales y de seguridad no se terminan, muy por el contrario, al disminuir o desaparecer el control de la entidad que se ocupa de la cantera, el lugar queda sin vigilancia dando lugar a diversos tipos de riesgos. Para evitar esto es necesario asegurar que los sitios de canteras o tajos sean rehabilitados al terminar la fase operativa mediante la aplicación de un plan de cierre de mina.

Para poder iniciar una rehabilitación sistemática de la cantera se requiere del programa de cierre de bancos en conjunto con el avance de explotación gracias al método de explotación aplicado. El objetivo de la rehabilitación se enfoca en que las canteras se repongan a una condición segura, ambientalmente estable y compatible con los terrenos adyacentes mediante el terraceo.

Los principios básicos de la rehabilitación de canteras de acuerdo a (*New South Wales, Environment Protection Authority, EPA Home Page, Mining and Quarrying, Sydney, Australia*) son:

- Debe constituir parte integral de la operación extractiva y requiere un compromiso similar a las otras fases de la operación.
- Debe seguir un plan bien definido, con objetivos a corto y largo plazo. El objetivo a largo plazo debe ser proporcionar una cobertura vegetal permanente y auto sostenible.
- La superficie debe ser rehabilitada a una forma estable y permanente armonizando con las características de la zona, implicando eliminación de taludes y declives pronunciados, regularizando la topografía de fondo y lateral mediante un desbanque descendente.
- Durante el proceso de rehabilitación se debe prevenir la erosión hídrica y eólica con cobertura de la superficie intervenida, mediante uso de suelos vegetales donde corresponda, así como plantación de plantas apropiados a la zona de estudio en cuestión.

4.8.1. Revegetación.

El principal efecto de la revegetación es disminuir el grado de erosión de los taludes artificiales. Se debe tener cuidado con la vegetación en macizos rocosos fracturados debido a la apertura de grietas aumentando la capacidad de infiltración.

Una de las ventajas del método de explotación con avance descendente es que se pueden empezar con anticipación las obras de bioingeniería para revegetar la zona intervenida. Aunque la implementación de vegetación en las bermas y taludes no incrementa teóricamente el factor de seguridad, en la práctica si se produce un efecto estabilizante debido a las siguientes apreciaciones:

- Extrae la humedad del suelo y reduce la erosión por escorrentía superficial.
- Las raíces de las plantas refuerzan el suelo, aumentando su resistencia al esfuerzo cortante.
- Anclan el suelo superficial o material meteorizado a mantos más profundos.
- Aumentan el peso sobre el talud o banco de cierre de explotación.
- Retienen las partículas del suelo, disminuyendo susceptibilidad a la erosión.

CAPÍTULO V

ANÁLISIS ECONÓMICO

5.1. Costo de operación.

El costo de operación de la cantera está condicionado por el costo de alquiler de la maquinaria y por los honorarios de los trabajadores. Dentro de los costos de maquinaria está el combustible, lubricantes, mantenimiento y cambio de repuestos de las piezas dañadas o que presenten desgaste. Los costos varían de acuerdo a cada equipo, localización y las condiciones de trabajo. Para este efecto es posible estimar los costos con aproximación para una obra determinada en función de la operación de canteras con similares condiciones de trabajo a nivel regional.

Para el análisis de costo por hora de trabajo y metro cúbico de material transportado por kilómetro, se tiene que la maquinaria de arranque, carguío y transporte se encuentra en condiciones normales de funcionamiento con costo de alquiler en el mercado de 42,00 \$/hora para la excavadora hidráulica y \$ 0,15 m³/Km.

De igual manera, los costos de operación para el presente proyecto están en función del alquiler de maquinaria por parte de la junta parroquial a un contratista, los cuales incluyen el operario de cada equipo con su respectivo EPP, combustible, lubricantes y servicios de mantenimiento. Los costos de insumos de oficina no se incluyen en el proyecto por estar dentro del presupuesto administrativo de la junta parroquial.

Los costos del operador de la excavadora hidráulica Komatsu PC200 y camiones volquete Hino GH500 están incluidos en los costos de alquiler de la maquinaria (Tabla 5.1), por lo que el cálculo de egresos salariales será solo para el inspector y el guardia de seguridad.

Tabla 5.1: Costo de alquiler de maquinaria.

EQUIPO	ALQUILER	DENOMINACIÓN
Excavadora Hidráulica Komatsu PC200	\$ 42	Costo por hora
Camión Volquete Hino GH500	\$ 0,15	Costo por m ³ / transportado 1 Km

Para determinar los costos de la operación una vez definido los valores de alquiler de cada equipo, se ha calculado el total de días laborables por año y las horas de trabajo diarias. En la tabla 5.2 se detalla el cronograma y ritmo de producción que está dado de lunes a viernes con 8 horas de trabajo diario, desde las 08h00 a 13h00, y de 15:00 horas a 18:00 horas. En caso de coincidencia de feriado en días laborables se recuperan las horas de trabajo mediante planificación de la administración del proyecto los fines de semana.

Tabla 5.2: Cronograma de días de operación del proyecto.

PRIMER AÑO				
MES LABORAL	DÍAS MES	DÍAS LABORALES	HORAS DÍA	HORAS MES
jun-18	30	21	8	168
jul-18	31	22	8	176
ago-18	31	23	8	184
sep-18	30	20	8	160
oct-18	31	23	8	184
nov-18	30	22	8	176
dic-18	31	19	8	152
ene-19	31	22	8	176
feb-19	28	20	8	160
mar-19	31	21	8	168
abr-19	30	22	8	176
may-19	31	23	8	184
TOTAL	365	258	-	2064

SEGUNDO AÑO				
MES LABORAL	DÍAS MES	DÍAS LABORALES	HORAS DÍA	HORAS MES
jun-19	30	20	8	160
jul-19	31	23	8	184
ago-19	31	22	8	176
sep-19	30	21	8	168
oct-19	31	23	8	184
nov-19	30	21	8	168
dic-19	31	20	8	160
ene-20	31	22	8	176
feb-20	28	20	8	160
mar-20	31	22	8	176
abr-20	30	21	8	168
may-20	31	21	8	168
TOTAL	365	256	-	2048

5.1.1. Costo de operación de arranque y carguío.

Puesto que la operación de arranque y carguío está a cargo de la excavadora hidráulica, se toma el valor del alquiler de la excavadora con relación al total de horas laborables y poder calcular el costo de estas dos labores mineras. (Tabla 5.3).

Tabla 5.3: Costo de arranque y carguío.

COSTO DE OPERACIÓN DE ARRANQUE Y CARGUÍO			
Costo hora - máquina	\$ 42,00	Costo/Año	TOTAL
Horas laborables - Año 1	2064,00	\$ 86.688,00	\$ 172.704,00
Horas laborables - Año 2	2048,00	\$ 86.016,00	

5.1.2. Costo de operación de transporte.

Para el cálculo de los costos de operación de transporte en función del número de volquetes se ha definido el número de viajes de cada volquete por día para cumplir con la producción diaria.

Para determinar el número de viajes por día que debe transportar cada camión volquete se hace una relación entre la producción diaria y la capacidad de las unidades de transporte, además del número de camiones volquete (Tabla 5.4)

Tabla 5.4: Número de viajes por camión volquete.

NÚMERO DE VIAJES POR CADA CAMIÓN VOLQUETE.	
Producción diaria	242,32 m ³
Capacidad volquete	8 m ³
Número de camiones volquete	8 unidades
Número de viajes por camión volquete	3,8 ≈ 4 viajes por día.

Cada camión volquete debe realizar cuatro viajes por día; cada viaje incluye ida y vuelta con un recorrido total de 3,6 km. En función de estos valores y el costo de transporte de \$0,15 m³/Km. El cálculo del costo de transporte durante el primer y segundo año de ejecución del proyecto corresponde a \$ 35.665,92 y \$ 35.389,44 respectivamente (Tabla 5.5), con un total de \$ 71.055,36.

Tabla 5.5: Costos de transporte anual y total.

PRIMER AÑO			
MES LABORABLE	VIAJES POR MES	DISTANCIA Km	COSTO POR MES
jun-18	84	302,4	\$ 2.903,04
jul-18	88	316,8	\$ 3.041,28
ago-18	92	331,2	\$ 3.179,52
sep-18	80	288	\$ 2.764,80
oct-18	92	331,2	\$ 3.179,52
nov-18	88	316,8	\$ 3.041,28
dic-18	76	273,6	\$ 2.626,56
ene-19	88	316,8	\$ 3.041,28
feb-19	80	288	\$ 2.764,80
mar-19	84	302,4	\$ 2.903,04
abr-19	88	316,8	\$ 3.041,28
may-19	92	331,2	\$ 3.179,52
SUBTOTAL	1032	3715,2	\$ 35.665,92

SEGUNDO AÑO			
MES LABORABLE	VIAJES POR MES	DISTANCIA Km	COSTO POR MES
jun-18	80	288	\$ 2,764.80
jul-18	92	331.2	\$ 3,179.52
ago-18	88	316.8	\$ 3,041.28
sep-18	84	302.4	\$ 2,903.04
oct-18	92	331.2	\$ 3,179.52
nov-18	84	302.4	\$ 2,903.04
dic-18	80	288	\$ 2,764.80
ene-19	88	316.8	\$ 3,041.28
feb-19	80	288	\$ 2,764.80
mar-19	88	316.8	\$ 3,041.28
abr-19	84	302.4	\$ 2,903.04
may-19	84	302.4	\$ 2,903.04
SUBTOTAL	1024	3686.4	\$ 35,389.44

TOTAL: 71055.36			
------------------------	--	--	--

5.2. Requerimientos de personal.

Para el correcto desarrollo de las actividades mineras dentro de la cantera, en función de los requerimientos de producción, número de quipos de arranque, carga y transporte, así como, personal de seguridad y de asesoría técnica, se ha estimado un requerimiento de 13 personas que laborarán directamente durante la ejecución y avance del proyecto, las cuales se identifican con las siguientes denominaciones:

- 1 Ingeniero de Minas, Inspector (8 Horas/Día).
- 3 Guardias de seguridad (24 Horas).
- 1 Operador de excavadora hidráulica (8 Horas/Día).
- 8 Choferes de camión Volquete (8 Horas/Día).

5.2.1. Costos de personal primer año.

Para calcular el costo de egresos por salarios del personal y en función de la tabla de sueldos mínimos sectoriales 2018 con un salario básico unificado de \$386,00, se ha calculado el costo trimestral por cada año para el inspector del proyecto y guardias de seguridad, dando un total de \$ 20.317,32 en el primer año de ejecución del proyecto (Tabla 5.6).

Tabla 5.6: Egresos salariales del primer año de ejecución del proyecto.

CUADRO DE EGRESOS SALARIALES - PRIMER AÑO				
	DENOMINACIÓN		SALARIO MÍNIMO	TOTAL
PRIMER TRIMESTRE	1 Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 535,11	\$ 1.605,33
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.158,00	\$ 3.474,00
SEGUNDO TRIMESTRE	1 Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 535,11	\$ 1.605,33
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.158,00	\$ 3.474,00
TERCER TRIMESTRE	1 Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 535,11	\$ 1.605,33
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.158,00	\$ 3.474,00
CUARTO TRIMESTRE	1 Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 535,11	\$ 1.605,33
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.158,00	\$ 3.474,00
TOTAL PRIMER AÑO				\$ 20.317,32

De acuerdo a las provisiones sociales de cada empleado se ha calculado el costo anual, clasificándose trimestralmente y tomando en cuenta el décimo cuarto sueldo, décimo tercer sueldo, fondos de reserva y aportaciones al Instituto Ecuatoriano de Seguridad Social (IESS), obteniéndose un valor de \$ 8.320,91 durante el primer año del proyecto y que se detalla en la tabla 5.7 de resumen.

Tabla 5.7: Provisiones sociales del primer año de ejecución del proyecto.

		PROVICIONES SOCIALES PRIMER AÑO				
		13 SUELDO	14 SUELDO	FONDO RESERVA 8.33%	IESS I 9.45%	IESS P 11.15%
1 T	Supervisor	\$ 133,78	\$ 93,75	\$ 133,72	\$ 151,70	\$ 178,99
	Guardia	\$ 89,50	\$ 93,75	\$ 289,38	\$ 328,29	\$ 387,35
2 T	Supervisor	\$ 133,78	\$ 93,75	\$ 133,72	\$ 151,70	\$ 178,99
	Guardia	\$ 289,50	\$ 93,75	\$ 289,38	\$ 328,29	\$ 387,35
3 T	Supervisor	\$ 133,78	\$ 93,75	\$ 133,72	\$ 151,70	\$ 178,99
	Guardia	\$ 289,50	\$ 93,75	\$ 289,38	\$ 328,29	\$ 387,35
4 T	Supervisor	\$ 133,78	\$ 93,75	\$ 133,72	\$ 151,70	\$ 178,99
	Guardia	\$ 289,50	\$ 93,75	\$ 289,38	\$ 328,29	\$ 387,35
AÑO UNO		\$ 1.693,11	\$ 750,00	\$ 1.692,43	\$ 1.919,99	\$ 2.265,38
TOTAL PRIMER AÑO: \$ 8.320,91						

5.2.2. Costos de personal segundo año.

Los costos del segundo año incluyen una tasa de inflación de costos, la cual ha sido calculada en función de los años 2015, 2016 y 2017, teniendo valores de ,.76 %, 2,32 % y 0,96 % respectivamente de acuerdo al Instituto Nacional de Estadística y Censos INEC. Para el cálculo de costos salariales se ha tomado un valor promedio entre los tres últimos años, obteniéndose un valor de 2,35 %. Con este valor se ha calculado un valor de egresos salariales correspondiente a \$ 20.794,78 durante el segundo año de ejecución del proyecto (Tabla 5.8).

Tabla 5.8: Egresos salariales del segundo año de ejecución del proyecto.

CUADRO DE EGRESOS SALARIALES - SEGUNDO AÑO				
	DENOMINACIÓN		SALARIO MÍNIMO	TOTAL SUELDOS
PRIMER TRIMESTRE	1 Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 547,69	\$ 1.643,06
	3 Obrero	Guardia de seguridad	\$ 1.185,21	\$ 3.555,64
SEGUNDO TRIMESTRE	1 Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 547,69	\$ 1.643,06
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.185,21	\$ 3.555,64
TERCER TRIMESTRE	1Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 547,69	\$ 1.643,06
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.185,21	\$ 3.555,64
CUARTO TRIMESTRE	1Ing. Minas B1	Supervisor	\$ 547,69	\$ 1.643,06
	3 Obreros	Guardia de seguridad	\$ 1.185,21	\$ 3.555,64
TOTAL SEGUNDO AÑO				\$ 20.794,78

De acuerdo a las provisiones sociales de cada empleado se ha calculado el costo anual clasificándolo trimestralmente y tomando en cuenta al décimo cuarto sueldo, décimo tercer sueldo, fondos de reserva y aportaciones al IESS del cual se ha obtenido la siguiente tabla en función de la tasa de inflación promedio del 2,35%. Se ha calculado un valor de provisiones sociales de \$ 10.248,66 durante el segundo año de ejecución del proyecto (Tabla 5.9).

Tabla 5.9: Provisiones sociales del segundo año de ejecución del proyecto.

		PROVICIONES SOCIALES AÑO DOS				
		13 SUELDO	14 SUELDO	FONDO RESERVA 8.33%	IESS I 9.45%	IESS P 11.15%
1 T	Supervisor	\$ 136,92	\$ 95,95	\$ 273,73	\$ 155,27	\$ 183,20
	Guardia	\$ 296,30	\$ 95,95	\$ 592,37	\$ 336,01	\$ 396,45
2 T	Supervisor	\$ 136,92	\$ 95,95	\$ 273,73	\$ 155,27	\$ 183,20
	Guardia	\$ 296,30	\$ 95,95	\$ 592,37	\$ 336,01	\$ 396,45
3 T	Supervisor	\$ 136,92	\$ 95,95	\$ 273,73	\$ 155,27	\$ 183,20
	Guardia	\$ 296,30	\$ 95,95	\$ 592,37	\$ 336,01	\$ 396,45
4 T	Supervisor	\$ 136,92	\$ 95,95	\$ 273,73	\$ 155,27	\$ 183,20
	Guardia	\$ 296,30	\$ 95,95	\$ 592,37	\$ 336,01	\$ 396,45
AÑO DOS		\$ 1.732,90	\$ 767,63	\$ 3.464,41	\$ 1.965,11	\$ 2.318,62
TOTAL SEGUNDO AÑO: \$ 10.248,66						

5.3. Costo de equipos de protección personal.

El costo de los equipos de protección personal para la operación minera, se incluye únicamente para el técnico o supervisor de mina, los demás equipos de protección personal para los operadores de maquinaria son proporcionados por el contratista de alquiler de maquinaria. En la tabla 5.10 se detalla el rubro de cada elemento que compone el equipo de protección personal de acuerdo al precio de mercado con un total de \$ 72,90 semestral y que se sumará al costo total de la operación minera. Para el segundo año del proyecto se asume un 2,35 % de inflación con lo cual se obtiene un costo de EPP de \$ 74,61 semestral.

Tabla 5.10: Costo de EPP semestral.

EQUIPO DE SEGURIDAD	RUBRO + IVA
Casco de seguridad	\$ 8,30
Botas de seguridad	\$ 46,40
Protector auditivo	\$ 3,45
Gafas oscuras de seguridad	\$ 3,57
Guantes Vaqueta	\$ 8,47
Protección respiratoria	\$ 2,71
TOTAL	\$ 72,90

Fuente: Costo de mercado.

5.3.1. Costos de señalética.

De acuerdo a la norma INEN 0439, en la cual se especifican las dimensiones de los letreros de prevención y características del material de construcción, se detalla el costo de señalética para la ejecución del proyecto (Tabla 5.11).

Tabla 5.11: Costo de señalética.

LETRERO	COSTO UNITARIO	CANTIDAD	SUBTOTAL
Entrada y salida de volquetes	\$ 120,00	2	\$ 240,00
No peatones	\$ 120,00	1	\$ 120,00
Disco Pare	\$ 120,00	1	\$ 120,00
Punto de encuentro	\$ 120,00	1	\$ 120,00
Caída a distinto nivel	\$ 120,00	1	\$ 120,00
Maquinaria trabajando	\$ 120,00	1	\$ 120,00
Límite máximo de velocidad	\$ 120,00	2	\$ 240,00
Obligación de uso de EPP	\$ 167,00	1	\$ 120,00
Zona de derrumbe	\$ 120,00	1	\$ 120,00
Identificación del área	\$ 378,00	1	\$ 378,00
COSTO TOTAL			\$ 1,698

Fuente: Costo de mercado.

5.3.2. Costo de instalaciones.

Los costos involucrados para la construcción y ubicación de instalaciones fijas y móviles dentro del área minera (Tabla 5.12), corresponden a la construcción de un cubeto para el almacenamiento de combustibles y aceites de la maquinaria, contenedores de clasificación y letrina sanitaria con costos unitarios detallados a continuación.

Tabla 5.122: Costo de instalaciones.

COSTO DE INSTALACIONES	
Cubeto para almacenamiento de combustible	\$ 600,00
Contenedores de clasificación	\$ 200,00
Letrina sanitaria móvil	\$ 400,00

Fuente: Costo de mercado.

5.4. Costo del proyecto.

Una vez evaluados todos los costos directos involucrados y respondiendo las condicionantes y variables propias para la ejecución del proyecto, se presenta la siguiente tabla que detalla los valores considerados para el primer y segundo año de ejecución del proyecto (Tabla 5.12).

Tabla 5.13: Costo del proyecto.

DESCRIPCIÓN	COSTO DEL PROYECTO	
	PRIMER AÑO	SEGUNDO AÑO
Arranque. / Carguío.	\$ 86.688,00	\$ 86.016,00
Transporte.	\$ 35.665,92	\$ 35.389,44
Personal operativo.	\$ 28.638,23	\$ 31.043,44
EPP.	\$ 145,80	\$ 149,22
Señalética.	\$ 1.698,00	
Instalaciones.	\$ 1.200,00	
TOTAL	\$ 306.634,05	

5.5. Costo de producción.

Respondiendo al objetivo específico del proyecto en cuanto al costo de producción de un metro cúbico (1 m^3) de lastre, mediante la relación numérica entre el costo del proyecto y el volumen de material requerido para la obra pública, se ha obtenido el costo de producción de un metro cúbico (1 m^3) de material para lastre, obteniéndose de esta manera un valor de $2,46 \text{ \$/m}^3$ por cada metro cúbico arrancado del frente de explotación, cargado y dispuesto en los camiones volquete (Tabla 5.13).

Tabla 5.14: Costo de producción de un metro cúbico.

Costo de proyecto	\$ 306.634,05
Producción requerida para el proyecto	$124.544,43 \text{ m}^3$
Costo de producción	$2,46 \text{ \\$/m}^3$

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

- El Libre Aprovechamiento Temporal de Materiales de Construcción “San Gerardo” código 10000455, presenta una superficie de 6 hectáreas mineras, de las cuales se ha delimitado un área de manifiesto de explotación de 14500 m² y un volumen de explotación de 124544,43 m³ para una duración de 24 meses.
- Debido a que el material pétreo que se extraerá en el área solicitada como Libre Aprovechamiento será destinado directamente para uso de obra pública sin previo tratamiento de clasificación, se procederá a la carga del mismo hacia las distintas unidades de transporte y trasladado a los frentes donde se efectúen las de reconformado de vías.
- Las reservas probadas del depósito mineral corresponden a las calculadas en el diseño de explotación y reservas probables a las delimitadas en el sólido de control, con reservas de 383,028.74 m³ y 107,812.00 m³ respectivamente. El volumen de estéril del área de explotación corresponde a 5075 m³, el cual será dispuesto en los bancos de cierre de mina conjuntamente desde el avance de la quinta fase de explotación.
- El método de explotación sugerido para la aplicación en este proyecto es a Cielo Abierto con submétodo de Cantera, y con avance lateral por bancos descendentes. Presenta bancos de explotación de 7 metros de altura, bermas de seguridad de 3.4 metros de ancho y ángulo de talud de 45°, de esta manera queda conformada una cantera con cuatro (4) terrazas de estabilización en el sector Norte y tres (3) en el sector Este. Se diseñan 8 etapas de explotación para un plazo de 24 meses.
- Los bancos de explotación tienen una estabilidad buena, obteniéndose un factor de seguridad de 1.49 para los bancos de trabajo y cierre de mina.

- El costo del proyecto en cuanto a la relación entre el costo de producción de 1 m³ por parte del titular minero correspondiente a \$ 2.46 y el costo de 1 m³ del mismo material en el mercado de \$ 2.50, se obtiene un ahorro de \$ 0.04/m³ equivalente a \$ 4,981.78.

Recomendaciones:

- Continuar con la exploración durante el avance de explotación por la poca información que se obtiene en la exploración superficial, así como la falta de recuperación de testigos, factores claros para aumentar el grado de incertidumbre del depósito mineral.
- Debido a la falta de información de exploración avanzada de yacimientos, se debe actualizar la información geológica durante el avance de explotación por la incertidumbre de presencia de material más competente en capas inferiores del depósito, por lo que se podrían a futuro considerar cambios de método para la operación de arranque de material.
- Cumplir con el uso de equipos de protección personal como medios de prevención ante cualquier riesgo en toda la operación minera, de acuerdo a la matriz de riesgos, y colocación de señalética de seguridad desde la autorización de explotación.
- Hacer un estudio acerca de las plantas autóctonas más propicias para su uso en la restauración minera de los bancos de cierre de cantera, para que las mismas sean colocadas conjuntamente durante el avance de explotación como plan de reforestación.
- Continuar con el trámite de regularización del área minera para que se pueda aplicar el presente diseño al momento de la autorización de explotación.

BIBLIOGRAFÍA

- Bristow, C. (1969). Mapa Geológico del Ecuador Escala 1:50000 - Hoja Geológica Gualaceo. Recuperado el 28 de Abril de 2017, de http://www.geoinvestigacion.gob.ec/mapas/50K_r/HOJAS%20GEOLOGICAS_1977-2009/HOJA%20GUALACEO/GUALACEO_DGGM_1974_reducido.pdf
- Bristow, C. (1973). *Guide to the geology of the Cuenca basin. Ecuadorian geol. and geophys. Soc.* Recuperado el 28 de abril de 2017, de http://www.geoinvestigacion.gob.ec/mapas/50K_r/HOJAS%20GEOLOGICAS_1977-2009/HOJA%20GUALACEO/GUALACEO_DGGM_1974_reducido.pdf
- Bustillo Revuelta, M., & López Jimeno, G. (1997). Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Madrid: Gráfica Arias Monato, S.A.
- Crespo Escobar, S. (2010). Materiales de construcción para edificación y obra civil. Alicante - España: Editorial Club Universitario.
- Departamento de Ingeniería Civil de Minas, U. d. (s.f.). Diseño de minas a cielo abierto. Recuperado el 12 de junio de 2017, de <https://www.researchgate.net/profile/Luis.../data/.../Apunte-Mineria-Rajo-Abierto.pdf>
- Departamento de Ingeniería Civil de Minas, U. (s.f.). Diseño de Minas a Cielo Abierto. Recuperado el 12 de junio de 2017, de <https://www.researchgate.net/profile/Luis.../data/.../Apunte-Mineria-Rajo-Abierto.pdf>
- Estaire, J., & Olivenza, G. (2013). Factores de seguridad en la estabilidad de taludes de acuerdo con el Eurocódigo EC-7 y el anejo nacional español. Recuperado el 10 de junio de 2017, de http://oa.upm.es/29893/1/INVE_MEM_2013_167047.pdf
- García, R. (2014). *Rodway Design Manual*. Recuperado el 07 de julio de 2017, de http://onlinemanuals.txdot.gov/txdotmanuals/rdw/manual_notice.htm

- Herrera, J. (2006). Métodos de minería a cielo abierto. Recuperado el 25 de abril de 2017, de http://oa.upm.es/10675/1/20111122_METODOS_MINERIA_A_CIELO_ABIERTO.pdf
- Herrera, J. (2007). Diseño de explotaciones de cantera para áridos. Recuperado el 20 de julio de 2017, de http://oa.upm.es/21839/1/071120_L3_CANTERAS-ARIDOS.pdf
- HINO. (2016). Ficha técnica Hino GH8JGSD - 1726 Serie 500. Recuperado el 02 de julio de 2017, de http://grupomavesa.com.ec/cms/uploads/fichas/hino/0841301726_gh_cargo.pdf
- IGME, I. (s.f). Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto. Recuperado el 15 de junio de 2017, de http://info.igme.es/SidPDF%5C066000%5C874%5C66874_0001.pdf
- Jiménez, R. (2016). Plan de desarrollo y ordenamiento territorial de la parroquia rural Mariano Moreno. Recuperado el 18 de julio de 2017, de <http://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/5595/1/11924.pdf>
- Kenzo, T. (s.f.). Cálculo de Volúmenes: Terraplenes y Desmontes. Obtenido de <https://erods.files.wordpress.com/2009/09/volumes.pdf>
- Komatsu. (2016). Ficha técnica Komatsu PC200. Recuperado el 02 de junio de 2017, de <http://www.komatsuklc.com/catalog/PC200-8%20Spanish.pdf>
- Métodos de Minería a Cielo Abierto. (s.f.). Obtenido de http://oa.upm.es/10675/1/20111122_METODOS_MINERIA_A_CIELO_ABIERTO.pdf
- Öcal , A., & Özgenoğlu, A. (1997). *Determitation of the sliding mode of tetrahedral wedges in jointed slopes.*
- Oyanguren, P., & Monge, L. (2004). Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes. Madrid.

- Palmstrom, A. (2005). *Measurements of and correlations between blocks size and Rock Quality Designation (RQD)*. Recuperado el 13 de julio de 2017, de http://www.rockmass.net/ap/77_Palmstrom_on_Block_size_and_RQD.pdf
- Pozo, R. (2015). Análisis computacional de la estabilidad de taludes de open pits. Recuperado el 15 de julio de 2017, de <http://www.gelaboratory.com/img/pdf/Analisis%20Computacional%20Open%20Pits.pdf>
- ROCSCIENCE. (2002). *Bench design tutorial*. Recuperado el 12 de agosto de 2017, de https://www.rocscience.com/help/swedge/webhelp/pdf_files/tutorials/Tutorial_10_Bench_Design.pdf
- Rossi, M., & Baudino, M. (22 de julio de 2015). Modelos de corto y mediano plazo. Recuperado el 28 de abril de 2017, de file:///C:/Users/Usuario/Downloads/MODELOS_DE_CORTO_Y_MEDIANO_PLAZO.pdf
- Sepúlveda, S. (2011). *Mecánica de Rocas en Obras de Ingeniería*. Chile.
- transporte, I. m. (1998). Consideraciones operativas y de proyecto geométrico para vehículos de carga. Recuperado el 07 de junio de 2017, de <http://imt.mx/archivos/Publicaciones/PublicacionTecnica/pt106.pdf>
- Valencia, F. (2000). *Detección de Terrenos Inestables en las zonas de las represas Labrado y Chanlud*. Cuenca: Universidad del Azuay.
- Wyllie, D., & Mah, C. (2005). *Rock slope engineering*. New York: Spon Press.

ANEXOS

Anexo 1: Estimación de la resistencia a la compresión uniaxial en el terreno

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Índice de carga puntual (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales en la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita.
R5	Muy Resistente	100 – 250	4 – 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
R4	Resistente	50 – 100	2 – 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	1 – 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas.
R2	Débil	5 – 25	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con una cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy Débil	1 – 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
R0	Extremadamente Débil	0,25 – 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

(a) Clases según Brown [2].

(b) Para rocas con una resistencia en compresión uniaxial menor que 25 MPa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables.

Fuente: Hoek & Bray.

Anexo 2: Clasificación ingenieril de acuerdo a la resistencia a la R.C.U.

Clase	Descripción	Resistencia a la compresión uniaxial		Tipos de roca
		(PSI)	(MPa)	
A	Resistencia muy alta	> 32.000	≈ 220	Cuarcitas, diabasas. Mayoría de rocas ígneas. Ciertas rocas metamórficas. Areniscas frágilmente cementadas. Lutitas resistentes. Mayoría de las calizas. Ciertas dolomitas.
B	Resistencia alta	16.000 – 32.000	≈ 110 a ≈ 220	
C	Resistencia media	8.000 – 16.000	≈ 55 a ≈ 110	Algunas lutitas. Areniscas y calizas porosas. Esquistos y rocas metamórficas.
D	Resistencia baja	4.000 – 8.000	≈ 28 a ≈ 55	Rocas porosas de baja densidad. Areniscas deleznales. Tufas y lutitas arcillosas. Rocas meteorizadas y químicamente alteradas de cualquier litología.
E	Resistencia muy baja	< 4.000	< 28	

Anexo 3: Resistencia a la compresión uniaxial y densidad de varias rocas.

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A COMPRESIÓN (Kg/cm ²)	DENSIDAD (Tm /m ³)
Andesita	1.500-2.500	2,5 a 2,8
Arcillita	280-800	2,2 a 2,7
Arenisca	80-2.000	1,6 a 2,9
Basalto	2.000-4.000	2,7 a 2,8
Caliza	800-1.500	1,5 a 2,8
Conglomerado	1.400	2,0 a 2,7
Cuarcita	900-4.700	2,3 a 2,7
Dacita	1200-5000	2,5 a 2,75
Diabasa	1.600-2.400	2,8 a 3,1
Dolomía	360-5.600	2,2 a 2,9
Esquisto	108-2.300	2,7 a 2,9
Gabro	1500-2800	2,8 a 3,1
Gneis	1.500-3.000	2,5 a 2,8
Granito alterado	108-1.450	2,5 a 2,6
Granito sano	800-2.700	2,5 a 2,8
Grauvaca	2.000-2.500	2,6 a 2,7
Marga	35-1.970	2,6 a 2,7
Mármol	800-1.500	2,6 a 2,8
Micacita	200-653	2,4 a 3,2
Pizarra	2.000-2.500	2,7 a 2,8
Riolita	800-1600	2,45 a 2,6
Traquita	3.300	2,70
Yeso	40-430	2,2 a 2,3

Anexo 4: Coeficiente de esponjamiento de diferentes materiales “Sw”.

MATERIAL		d_L (t/m ³)	d_B (t/m ³)	S_w (%)	F_w
Caliza		1,54	2,61	70	0,59
Arcilla	Estado natural	1,66	2,02	22	0,83
	Seca	1,48	1,84	25	0,81
	Húmeda	1,66	2,08	25	0,80
Arcilla y Grava	Seca	1,42	1,66	17	0,86
	Húmeda	1,54	1,84	20	0,84
Roca Alterada	75% Roca - 25% Tierra	1,96	2,79	43	0,70
	50% Roca - 50% Tierra	1,72	2,28	33	0,75
	25% Roca - 75% Tierra	1,57	1,06	25	0,80
Tierra	Seca	1,51	1,90	25	0,80
	Húmeda	1,60	2,02	26	0,79
	Barro	1,25	1,54	23	0,81
Granito Fragmentado		1,66	2,73	64	0,61
Grava	Natural	1,93	2,17	13	0,89
	Seca	1,51	1,69	13	0,89
	Mojada	2,02	2,26	13	0,89
Arena y Arcilla		1,60	2,02	26	0,79
Yeso Fragmentado		1,81	3,17	75	0,57
Arenisca		1,51	2,52	67	0,60
Arena	Seca	1,42	1,60	13	0,89
	Húmeda	1,69	1,90	13	0,89
	Empapada	1,84	2,08	13	0,89
Tierra y Grava	Seca	1,72	1,93	13	0,89
	Húmeda	2,02	2,23	10	0,91
Tierra Vegetal		0,95	1,37	44	0,69
Basaltos ó Diabasas Fragmentadas		1,75	2,61	49	0,67
Nieve	Seca	0,13	---	---	---
	Húmeda	0,52	---	---	---

Fuente: Gonzales, s.f.

Anexo 5: Matriz de mapeo geomecánico de campo.

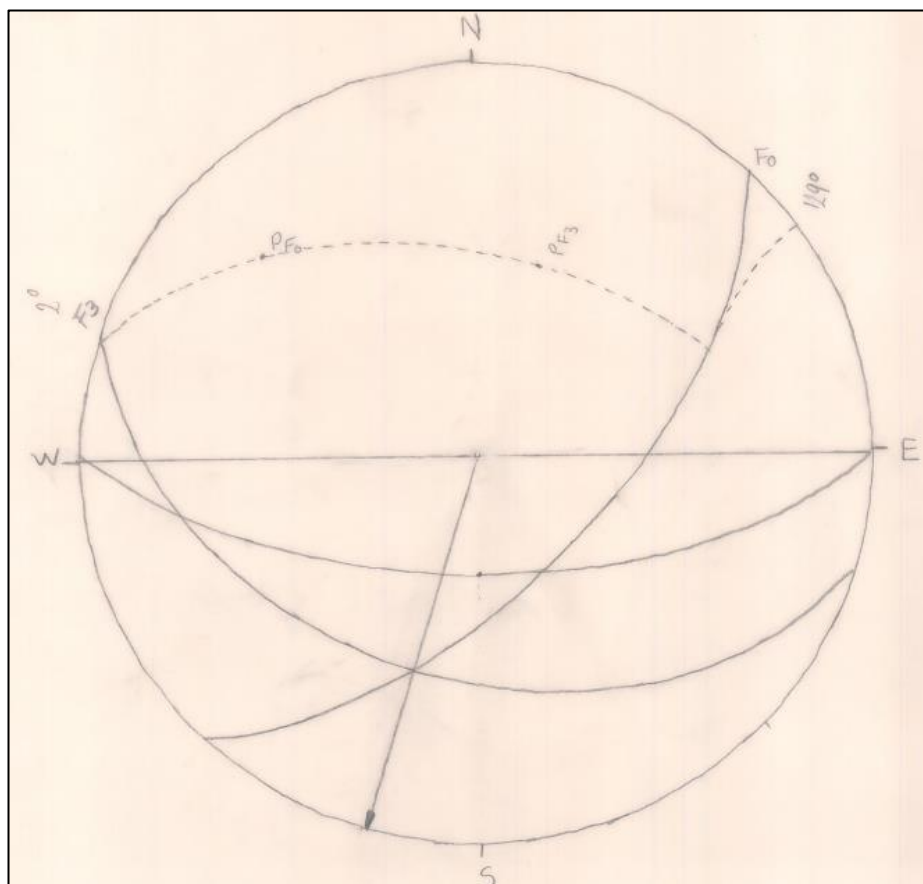
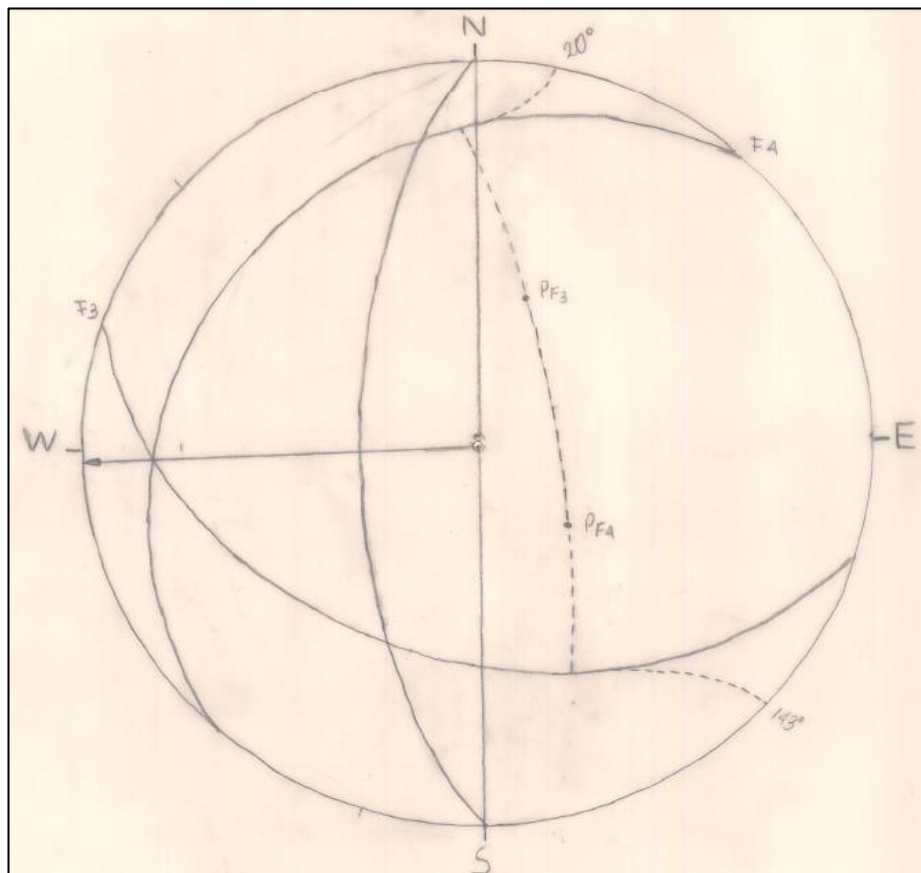
Medición	Tipo	Azimut	Buzamiento	Dir. Buzamine to
1	D	28	31	298 NW
2	D	54	50	324 NW
3	D	34	61	304 NW
4	D	30	50	300 NW
5	D	56	21	326 NW
6	D	35	75	305 NW
7	D	32	52	300 NW
8	D	40	26	310 NW
9	D	113	46	203 SW
10	D	103	39	193 SW
11	D	35	66	305 NW
12	D	30	55	300 NW
13	D	49	23	319 NW
14	D	132	32	42 NE
15	D.plana	139	12	229 SE
16	Fo	51	64	141 SE
17	Fo	40	62	138 SE
18	Fo	37	64	127 SE
19	Fo	50	64	132 SE
20	F	122	32	32 NE

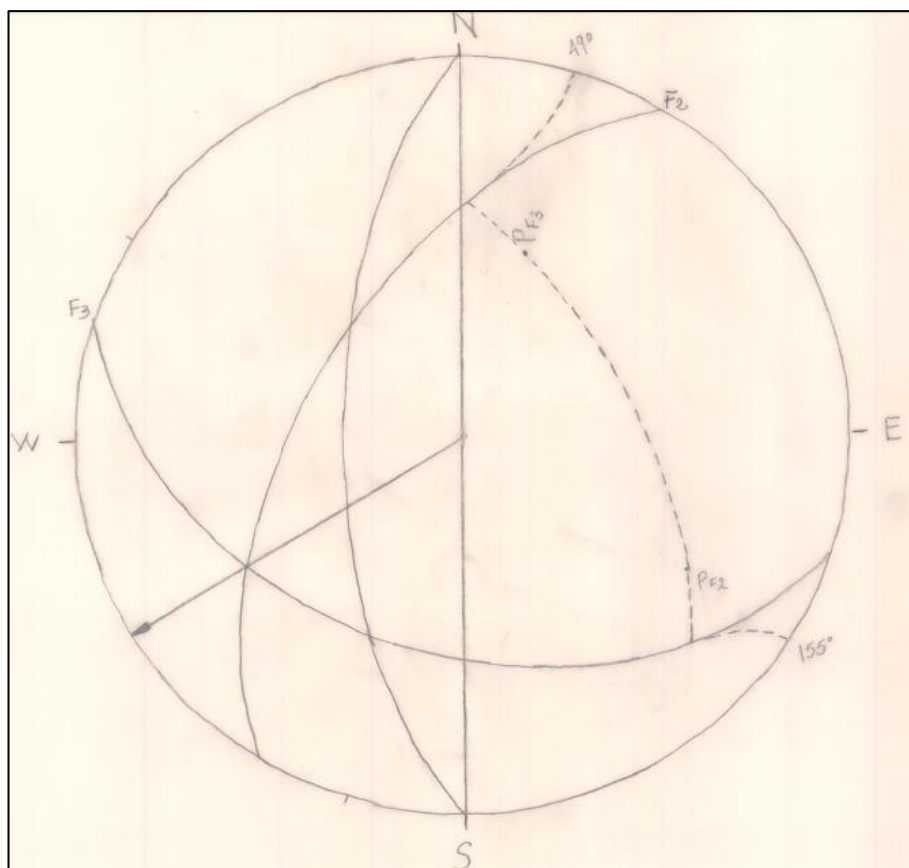
Anexo 6: Valores de mapeo geomecánico RMR.

RMR Bieniawsky (1989)											
σC Resistencia a la Compresión	RQD		Espaciamiento entre Discontinuidad	CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	
				Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración			
15 12 7 4 2	20 17 13 8 3	20 15 10 8 5	5 4 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 5 3 2 1 0	6 4 2 1 0	6 5 3 2 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12	
1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-500 mm 4.- 50-200 mm 5.- < 80 mm	1.- < 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro < 5mm 3.- Relleno duro > 5mm 4.- Relleno blando < 5mm 5.- Relleno blando > 5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Humedo 3.- Mojado 4.- Goteo 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable		

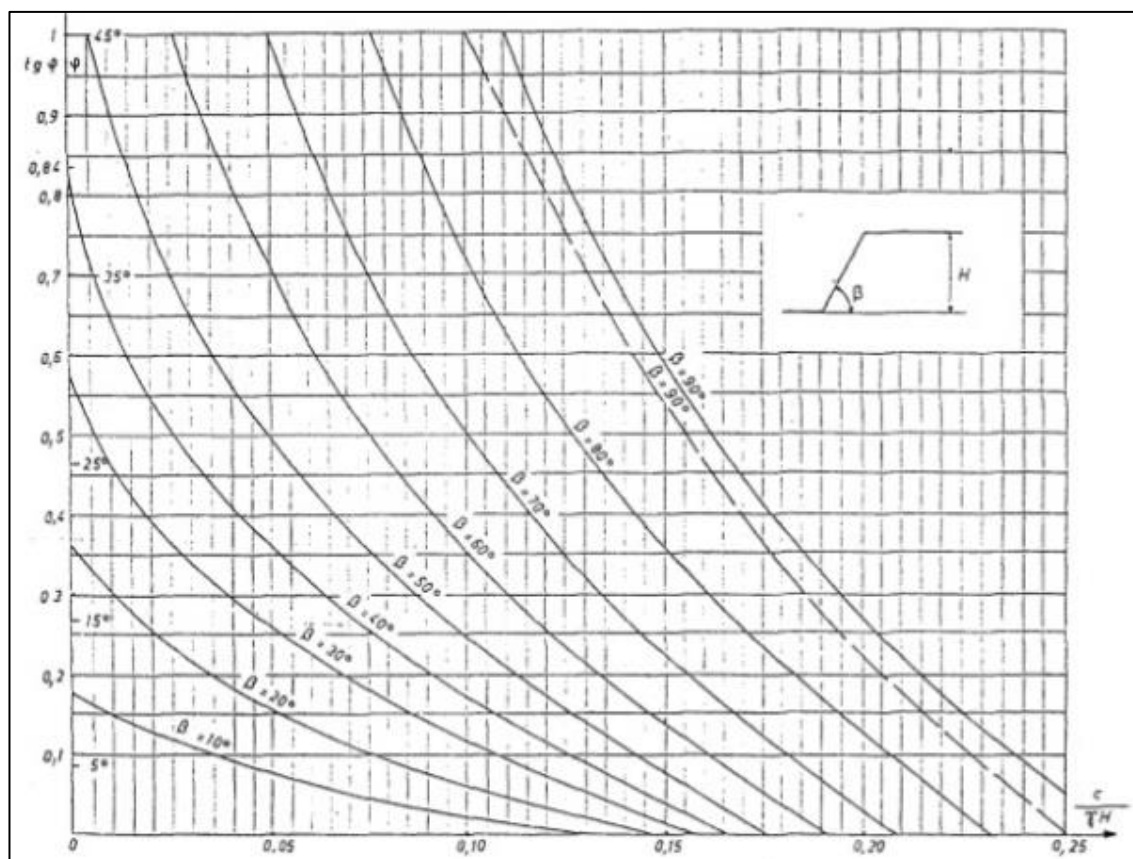
Fuente: Bieniawsky, 1989.

Anexo 7: Estereogramas para cálculo de F.S. por rotura en cuña.

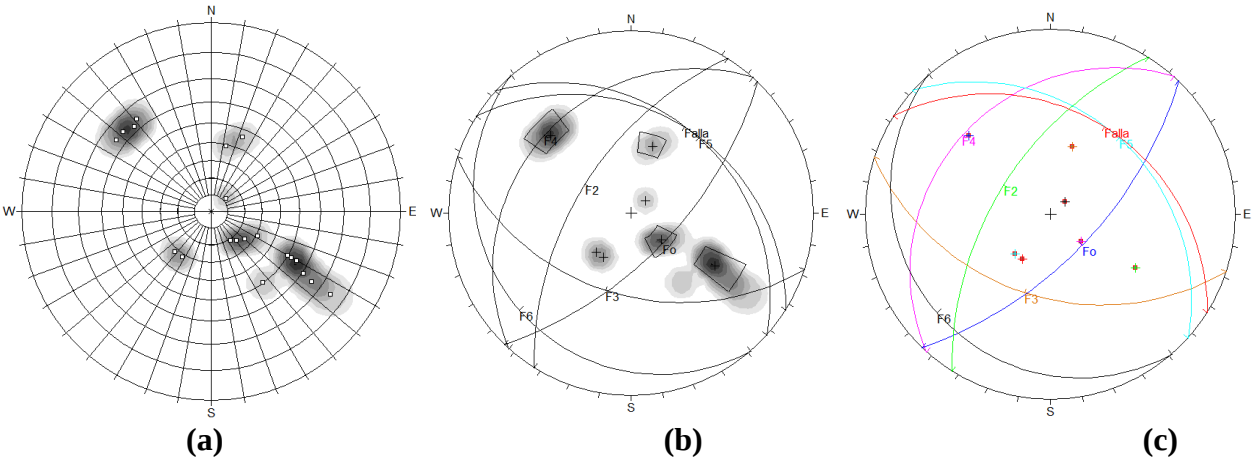




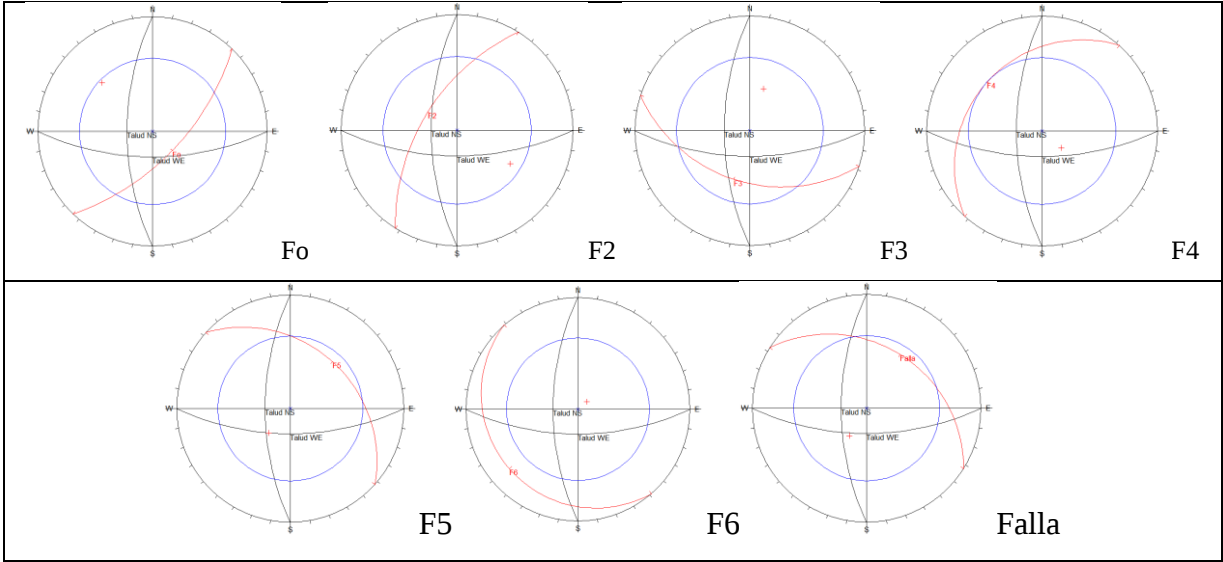
Anexo 8: Ábaco de Taylor para el cálculo de factor de seguridad en taludes.



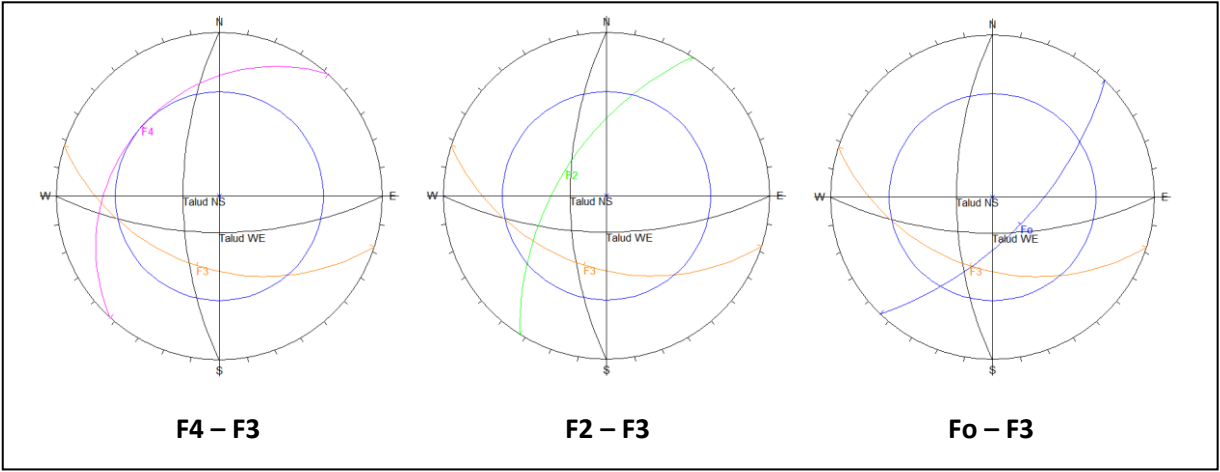
Anexo 9: Principales familias de discontinuidades en estereogramas.



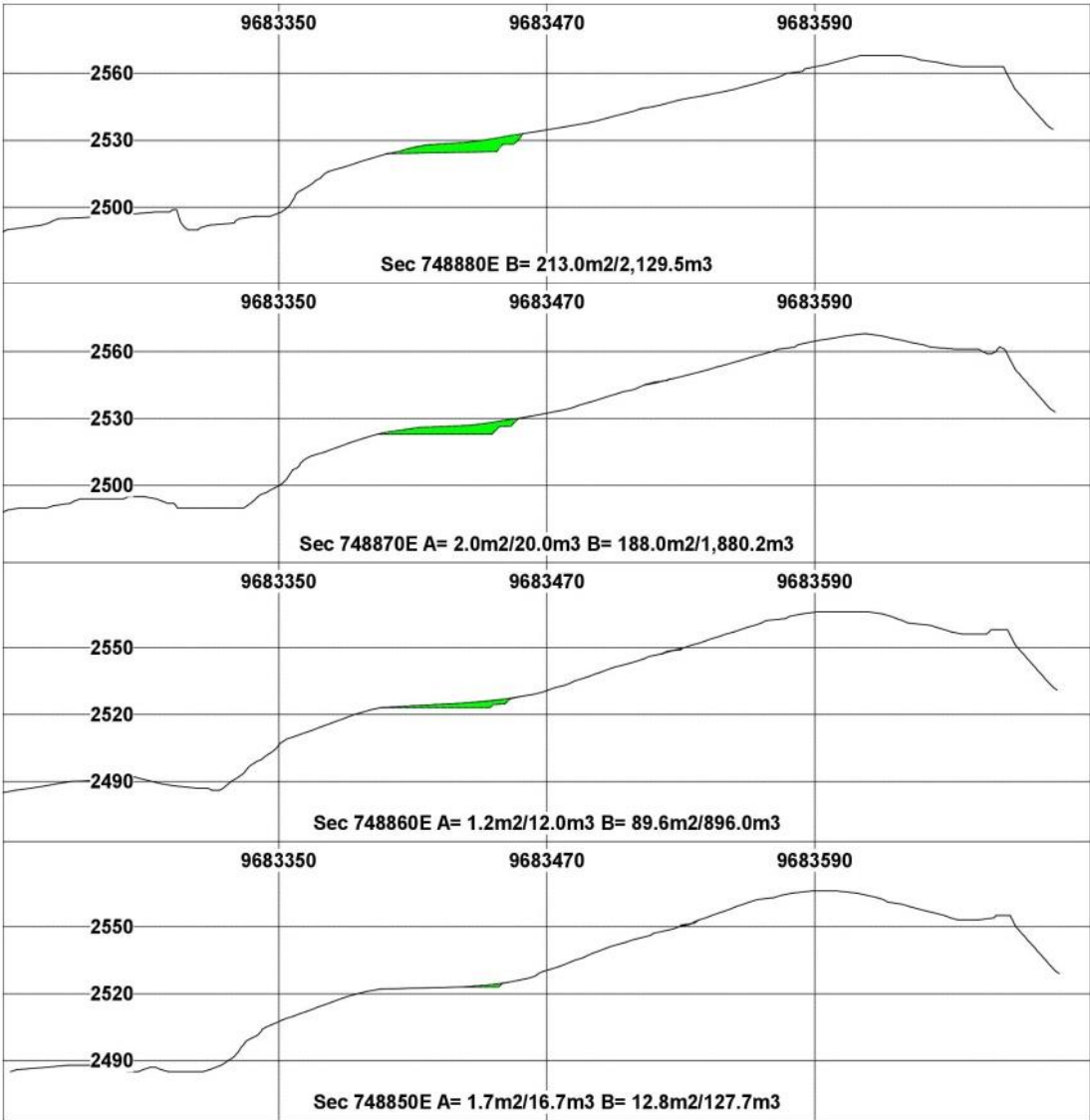
Anexo 10: Estereogramas de los planos de discontinuidad por falla planar.



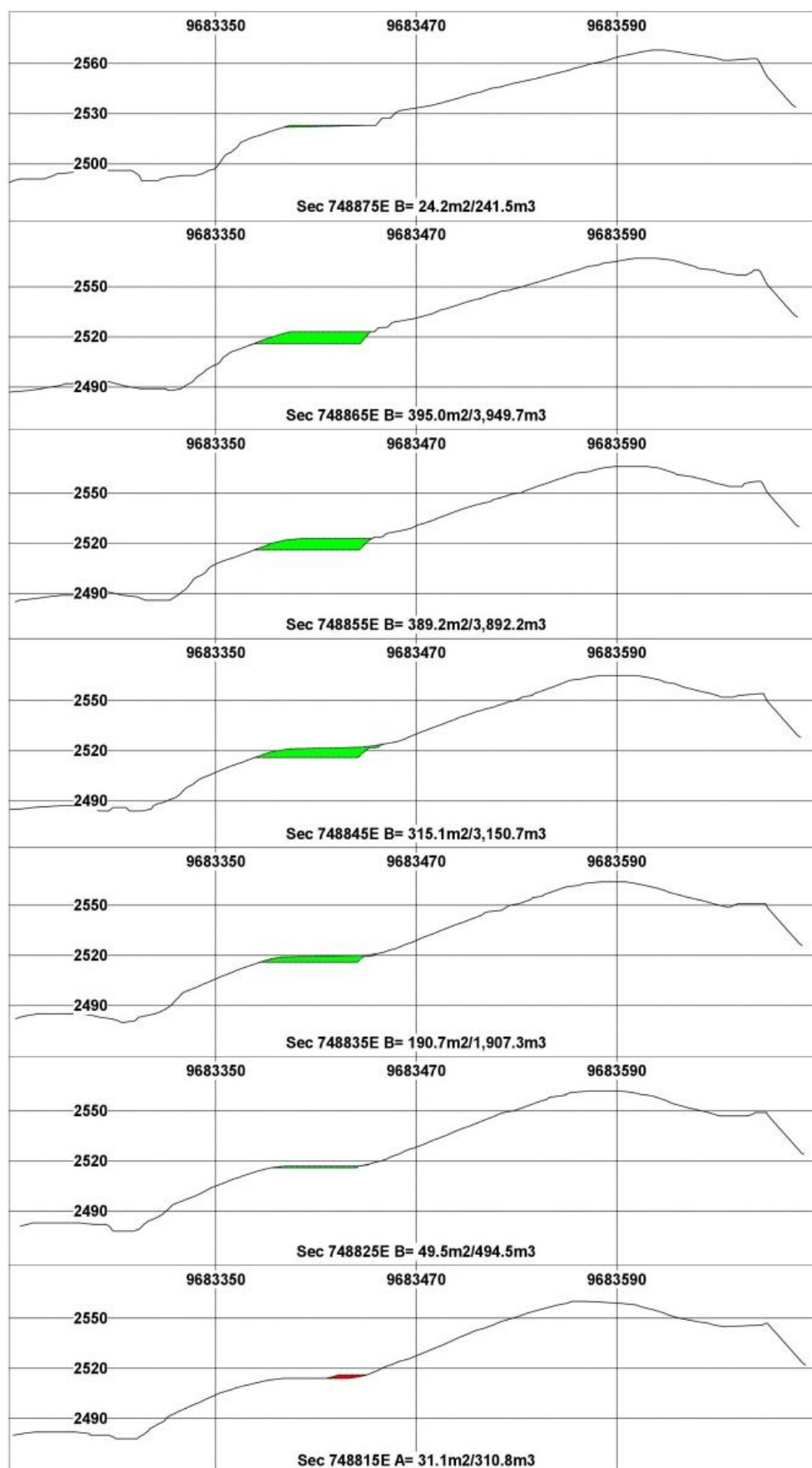
Anexo 11: Estereogramas de principales cuñas.



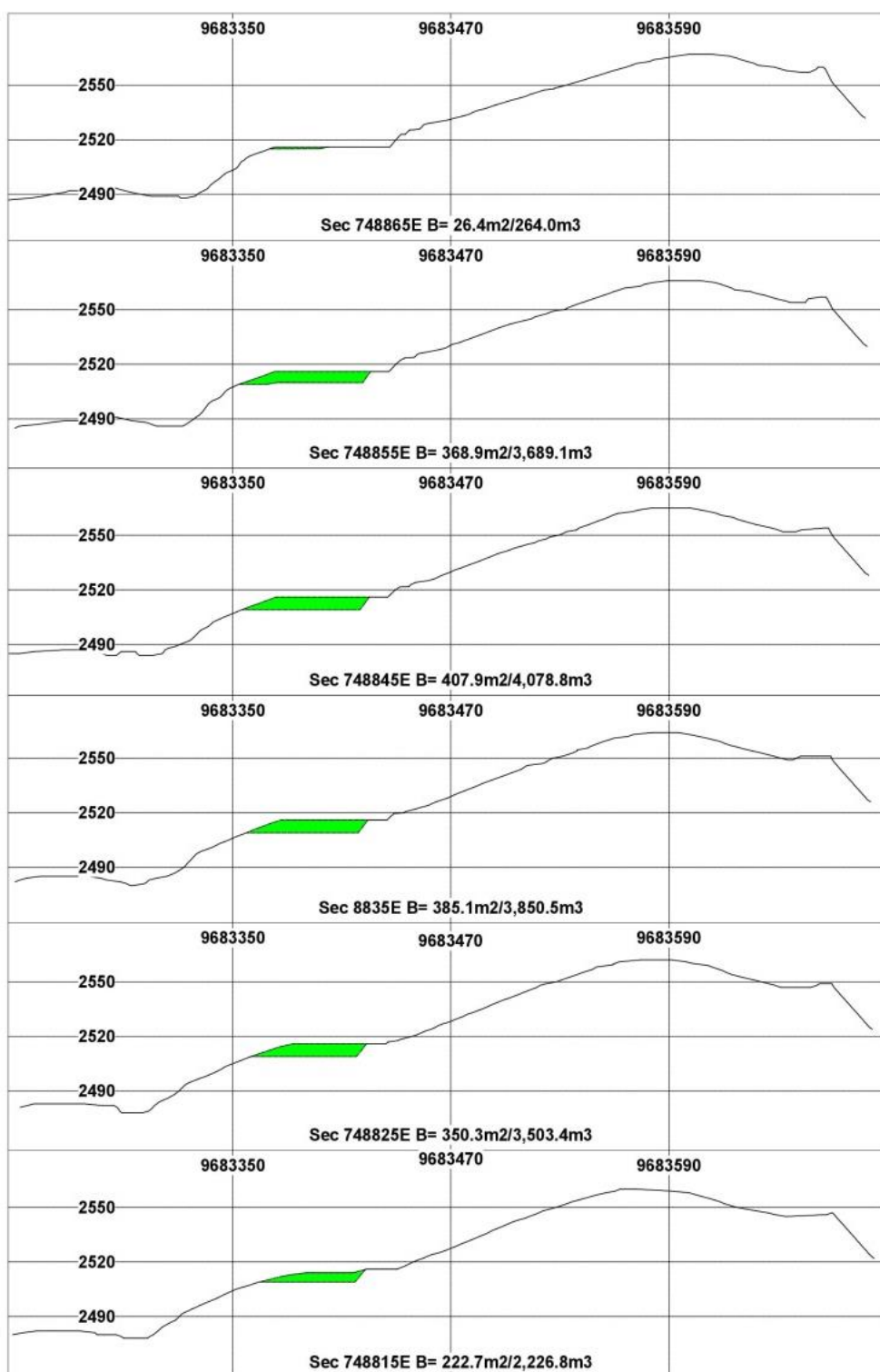
Anexo 12: Perfiles fase de explotación #1.



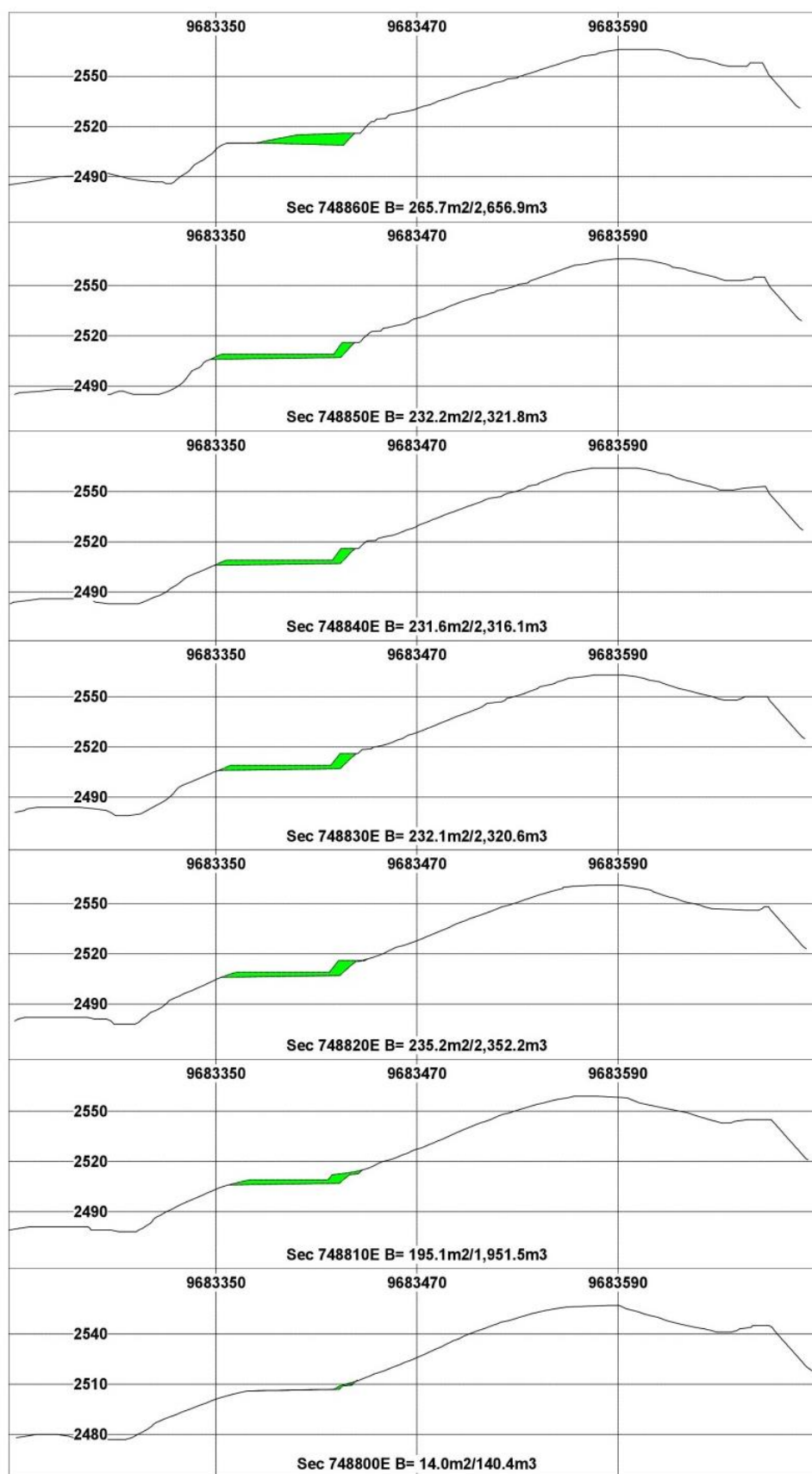
Anexo 13: Perfiles fase de explotación #2.



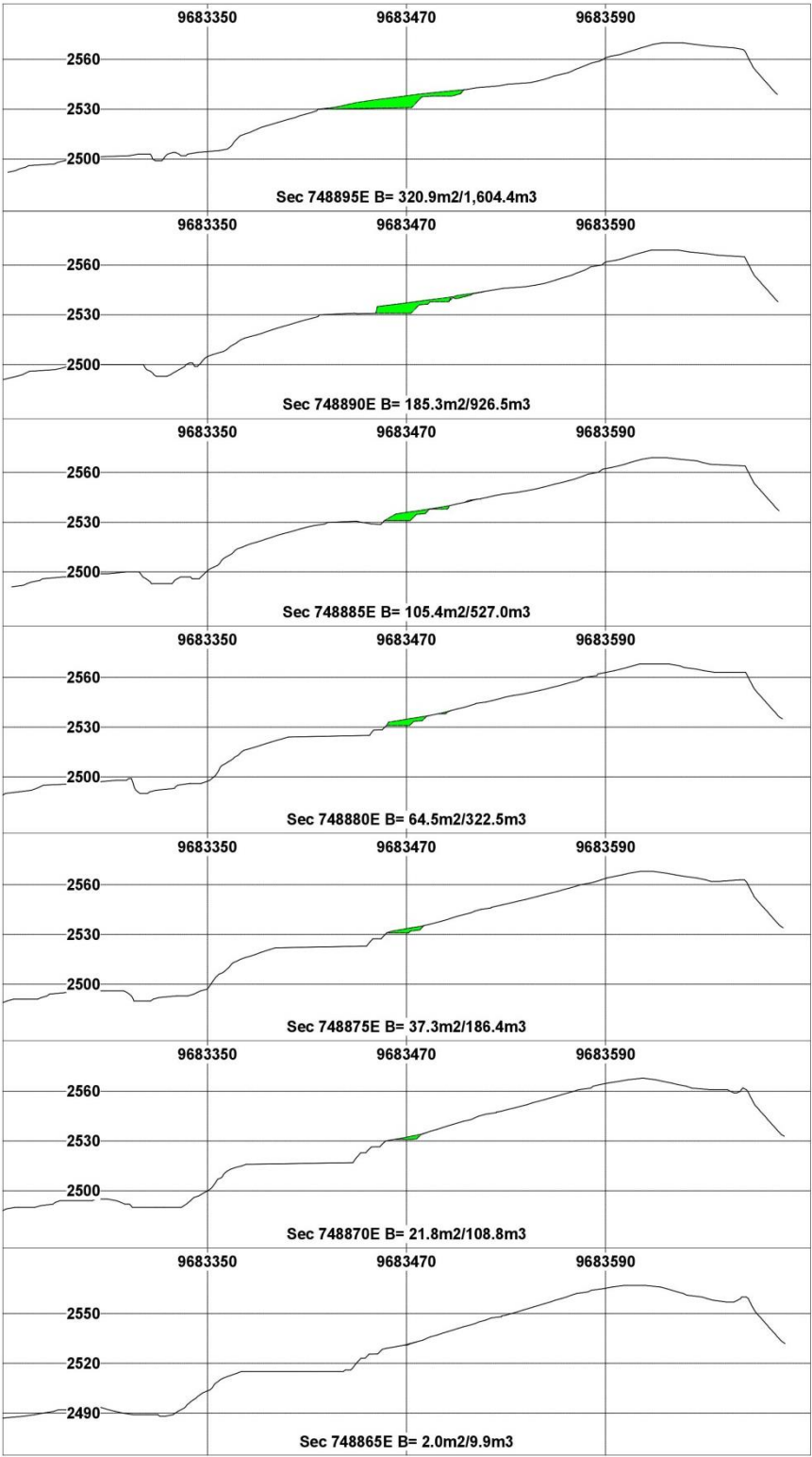
Anexo 14: Perfiles fase de explotación #3.



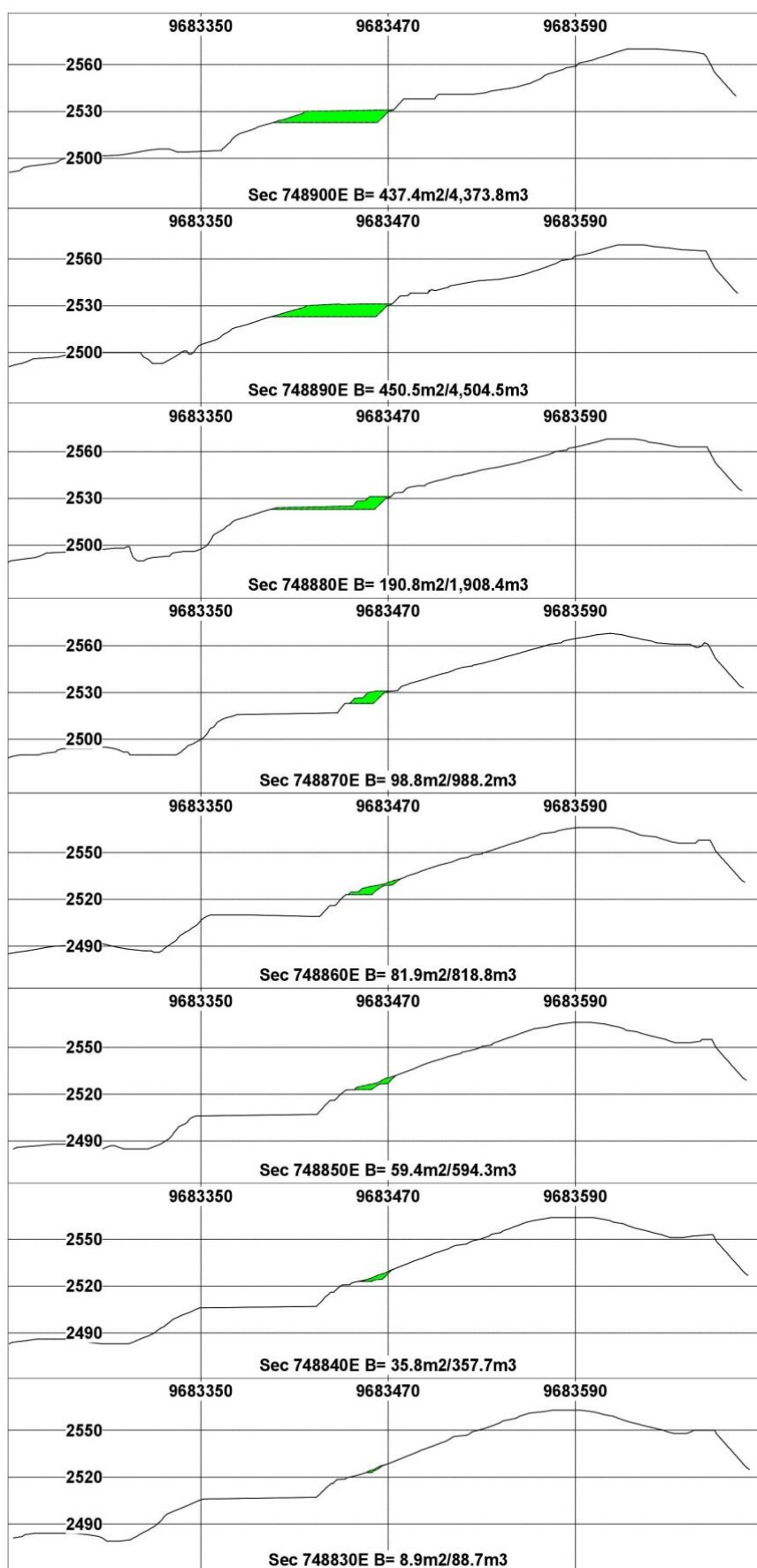
Anexo 15: Perfiles fase de explotación #4.



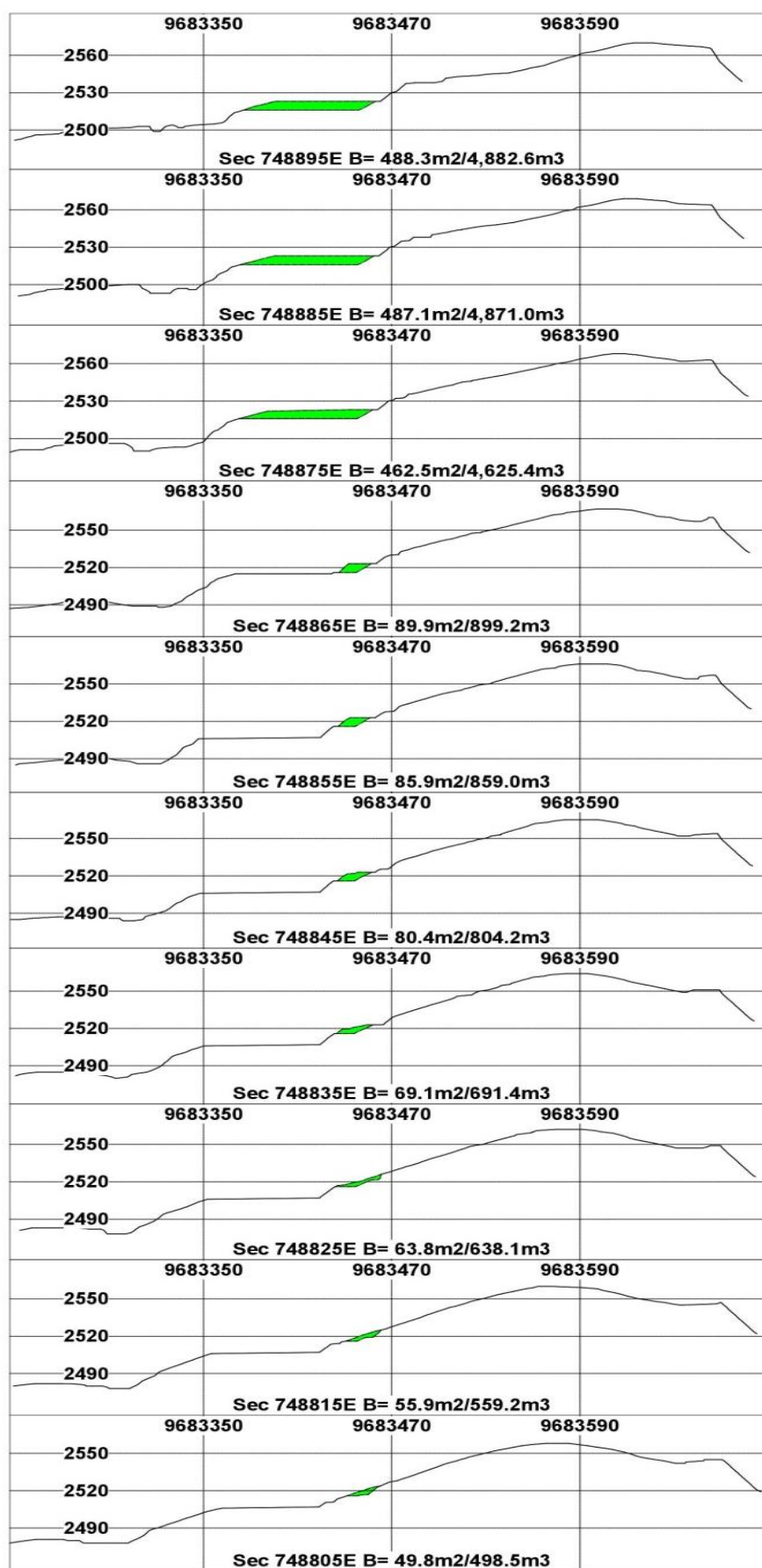
Anexo 16: Perfiles fase de explotación #5.



Anexo 17: Perfiles fase de explotación #6.



Anexo 18: Perfiles fase de explotación #7.



Anexo 19: Perfiles fase de explotación #8.

