



# **ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL**

## **Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra**

“OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN DE LA CANTERA  
CERRO GRANDE, UBICADA EN EL CANTON DURÁN, PROVINCIA DEL  
GUAYAS - ECUADOR”

### **PROYECTO INTEGRADOR**

Previa a la obtención del Título de:

### **INGENIERO DE MINAS**

Presentado por:

**PABLO ANDRÉS GUZMÁN VALAREZO  
CARLOS LUIS OROZCO AGUIRRE**

**GUAYAQUIL-ECUADOR**

**2018**

## **DEDICATORIA**

El presente proyecto va dedicado a Dios por haberme permitido llegar a este momento tan especial en mi vida, a mis padres, a mis hermanos, a toda mi familia y amigos, que a lo largo de mi carrera académica siempre estuvieron apoyándome y siendo un pilar fundamental para cumplir cada uno de mis objetivos.

Pablo Andrés Guzmán Valarezo

## **DEDICATORIA**

El presente trabajo investigativo se lo dedico principalmente a mis padres, por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años, gracias a ustedes he logrado llegar hasta aquí y convertirme en la persona que soy hoy día.

A mi novia por estar siempre presente, motivándome en la vida, preocupándose por mí en cada momento, queriendo siempre lo mejor para mi porvenir.

Carlos Luis Orozco Aguirre

## **AGRADECIMIENTO**

Nuestros más sinceros agradecimientos a la empresa Logimin S.A y Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A por habernos permitido realizar este proyecto en sus instalaciones, a todo el personal en especial a los ingenieros que siempre estuvieron guiándonos para el desarrollo adecuado de este proyecto.

A la Msc. Esmilka Guerra por ser soporte y guía fundamental para el desarrollo de este trabajo.

A todos nuestros profesores y compañeros por su gran apoyo y motivación para la culminación de nuestros estudios profesionales.

Pablo Andrés Guzmán Valarezo

Carlos Luis Orozco Aguirre

## DECLARACIÓN EXPRESA

“Los derechos de titularidad y explotación, nos corresponde conforme al reglamento de propiedad intelectual de la institución; *Pablo Andrés Guzmán Valarezo y Carlos Luis Orozco Aguirre* y damos nuestro consentimiento para que la ESPOL realice la comunicación pública de la obra por cualquier medio con el fin de promover la consulta, difusión y uso público de la producción intelectual”

Pablo Andrés Guzmán

Carlos Luis Orozco

# EVALUADORES

---

**Silvia Loaiza Ambuludí**  
PROFESOR DE LA MATERIA

---

**Esmilka Guerra López**  
PROFESOR TUTOR

---

**Teresa Estupiñan Martínez**  
PROFESOR TUTOR

## RESUMEN

El proceso de extracción mediante arranque mecánico y voladura es el primer paso para la obtención de materiales pétreos que son de gran importancia en la industria de la construcción del país, debido a que, en dependencia de su característica constituyen la materia prima en todo tipo de obra civil, por lo tanto, es de vital importancia la obtención de un producto de calidad al coste más competitivo posible. El presente trabajo tiene como objetivo optimizar el diseño de explotación de materiales pétreos, mediante el análisis de criterios técnicos, económicos y ambientales, para proporcionar a la compañía Logimin S.A condiciones sustentables de las operaciones mineras. Se establece una metodología para la optimización, empleando distintas herramientas para obtención de datos sobre parámetros geomecánicos, geométricos, operativos y ambientales, lo que permitirá un diagnóstico del estado actual de las operaciones y poder realizar un análisis cualitativo y cuantitativo del diseño.

**Palabras clave:** optimización, diseño, materiales pétreos, indicadores.

## **ABSTRACT**

*The extraction by mechanical boot and blasting process is the first step to obtain of stone materials that are of great importance in the construction of the country industry, because, depending on their quality, they are the raw material in all types of civil engineering. Obtaining a quality product at the most competitive cost possible is therefore of vital importance. The present work aims to optimize the design of exploitation of stone materials, through the analysis of technical, economic and environmental criteria, to provide to the company Logimin S.A sustainable conditions of mining operations, In addition provides a methodology for the design of optimization, using different tools for obtaining data on geo-mechanical, geometric, operational and environmental parameters, which will allow a diagnosis of the current state of the operations and carry out a qualitative and quantitative analysis of the design.*

*Keywords: optimization, design, materials stone, indicators.*

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA .....	II
DEDICATORIA .....	III
AGRADECIMIENTO .....	IV
EVALUADORES .....	VI
RESUMEN.....	VII
<i>ABSTRACT</i> .....	VIII
ÍNDICE GENERAL.....	IX
ABREVIATURAS .....	XII
SIMBOLOGÍA .....	XIII
ÍNDICE DE FIGURAS .....	XVI
ÍNDICE DE TABLAS .....	XVIII
<b>CAPÍTULO 1.....</b>	<b>20</b>
<b>1. INTRODUCCIÓN Y MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>20</b>
1.1. Antecedentes .....	21
1.2. Planteamiento del problema.....	22
1.3. Objetivos .....	23
1.3.1. Objetivo general.....	23
1.3.2. Objetivos específicos .....	24
1.4. Marco Teórico .....	24
1.4.1. Generalidades.....	24
Lutita gris .....	32

Cascajo Amarillo .....	33
Cascajo Rojo.....	34
1.4.2. Métodos de Explotación Superficiales .....	38
1.4.3. Selección del Método de Explotación .....	39
1.4.4. Cantera .....	39
1.4.5. Parámetros operativos.....	41
<b>CAPÍTULO 2.....</b>	<b>47</b>
<b>2. METODOLOGÍA.....</b>	<b>47</b>
2.1 Metodología.....	48
<b>CAPÍTULO 3.....</b>	<b>52</b>
<b>3. RESULTADOS Y ANÁLISIS .....</b>	<b>52</b>
3.1 Parámetros Geomecánicas .....	53
3.2 Parámetros Geométricos.....	53
3.3. Parámetros Operativos.....	55
3.3.1. Parámetros de Explotación Actual .....	55
3.4. Parámetros Ambientales .....	78
3.5. Optimización del Diseño.....	84
3.5.1. Indicadores de Optimización.....	84
3.5.2. Parámetros de explotación Lutita.....	87
3.5.3. Perforación y Voladura .....	95
3.5.4. Maquinaria y Equipos .....	102
3.5.5. Parámetros de explotación de cascajo .....	107
3.5.6. Fases de Explotación.....	111

3.5.7. Análisis Económico.....	115
<b>CAPÍTULO 4.....</b>	<b>128</b>
<b>4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</b>	<b>128</b>
CONCLUSIONES .....	129
RECOMENDACIONES .....	130
Bibliografía.....	145

ANEXOS

BIBLIOGRAFIA

## **ABREVIATURAS**

MAE	Ministerio del Ambiente Del Ecuador
Art.	Artículo
núm.	Número
PM2.5	Material particulado cuyo diámetro aerodinámico es menor a 2,5 micrones
PM10	Material particulado cuyo diámetro aerodinámico es menor a 2,5 micrones
PSAD56	Datum. Provisional para Sudamérica 1956
SENAGUA	Secretaría Nacional del Agua
TULSMA	Texto Unificado Legislación Secundaria, Medio Ambiente
UTM	Universal Transverse Mercator
WGS84	Sistema Geodésico Mundial 1984
ARCOM	Agencia de Regulación y Control Minero
ESPOL	Escuela Superior Politécnica del Litoral
RMR	Rock Mass Rating

## SIMBOLOGÍA

Cm	Centímetro
Ha	Hectárea
Km	Kilómetro
m	Metro
m <sup>2</sup>	Metro cuadrado
m <sup>3</sup>	Metro cúbico
m <sup>3</sup> /h	Metros cúbicos/ hora
m <sup>3</sup> /día	Metros cúbicos/ día
°	Grados Celsius
%	Porcentaje
\$	Dólares Americanos
m.n.s.m	Metros sobre el nivel del Mar
Mpa	Mega pascal
Kg/m <sup>3</sup>	Kilogramos/ metros cúbicos
Lb	Libras
Gr	Gramos
Ton	Toneladas

gal	Galones
kN	Kilonewton
Kw	Kilovatio
N	Newton
Kg/tn	Kilogramos/ tonelada
HP	Caballo de Fuerza
USD	United States Dollars
USD/h	United States Dollars/ Horas
gal/m <sup>3</sup>	Galones / Metros cúbicos
Hz	Hercio o Hertz
Db	Decibeles
B	Burden
S	Espaciamiento
Lb	Longitud de perforación
D	Diámetro de perforación
J	Sobreperforación
H	Altura de Banco
Lt	Longitud de Retacado

Lc	Longitud de carguío
VR	Volumen Volado
Fs	Factor de Seguridad

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.1</b> Ubicación de la zona de estudio .....	25
<b>Figura 1.2</b> Ubicación Cartográfica de la zona de estudio .....	27
<b>Figura 1.3</b> Geología Regional de la zona de estudio.....	31
<b>Figura 1.4</b> Geología Local de la zona de estudio .....	32
<b>Figura 1.5</b> Talud de Lutita gris.....	33
<b>Figura 1.6</b> Talud de Cascajo Amarillo .....	34
<b>Figura 1.7</b> Talud de Cascajo Rojo .....	35
<b>Figura 1.8</b> Estimación de reservas totales .....	36
<b>Figura 1.9</b> Estimación de reservas por material .....	37
<b>Figura 1.10</b> Terminología empleada en una mina a cielo abierto.....	42
<b>Figura 1.11</b> Plazoletas de Trabajo.....	43
<b>Figura 1.12</b> Ancho mínimo de plataforma de trabajo.....	43
<b>Figura 1.13</b> Ancho mínimo de operación.....	44
<b>Figura 1.14</b> Bermas de Seguridad.....	45
<b>Figura 1.15</b> Altura de banco .....	46
<b>Figura 2.1</b> Esquema metodológico.....	51
<b>Figura 3.1</b> Columna Estratigráfica .....	53
<b>Figura 3.2</b> Cantera Cerro Grande.....	53
<b>Figura 3.3</b> Geometría de la Zona de Estudio.....	54
<b>Figura 3.4</b> Parámetros de Explotación Actual de Lutita.....	56
<b>Figura 3.5</b> Parámetros de Explotación Actual del Cascajo.....	57
<b>Figura 3.6</b> Mapa Topográfico Perfiles. ....	58
<b>Figura 3.7</b> Análisis de Estabilidad Corte A-A' .....	60
<b>Figura 3.8</b> Análisis de Estabilidad Corte B-B' .....	60

<b>Figura 3.9</b> Infraestructura Cantera Cerro Grande.....	61
<b>Figura 3.10</b> Instalaciones Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A62	
<b>Figura 3.11</b> Planta de trituración de empresa Hevia García Hevigarsa S.A.63	
<b>Figura 3.12</b> Malla de Perforación .....	65
<b>Figura 3.13</b> Geometría de perforación .....	66
<b>Figura 3.14</b> Columna de sustancia explosiva .....	69
<b>Figura 3.15</b> Resultados de Calidad de Aire .....	80
<b>Figura 3.16</b> Resultados de Nivel de Ruido y Vibraciones de Voladuras.....	84
<b>Figura 3.17</b> Indicadores técnicos de optimización.....	85
<b>Figura 3.18</b> Indicadores ambientales de optimización.....	86
<b>Figura 3.19</b> Indicadores económicos de optimización.....	86
<b>Figura 3.20</b> Parámetros de explotación optimizados de lutita .....	87
<b>Figura 3.21</b> Taponex .....	96
<b>Figura 3.22</b> Componentes del Barreno Optimizado .....	102
<b>Figura 3.23</b> Parámetros de explotación optimizados de cascajo.....	107
<b>Figura 3.24</b> Modelamiento de los niveles de Explotación.....	112
<b>Figura 3.25</b> Niveles de Explotación .....	112
<b>Figura 3.26</b> Ubicación Niveles 1 y NW .....	113
<b>Figura 3.27</b> Ubicación Nivel 2.....	114
<b>Figura 3.28</b> Ubicación Nivel 3.....	115
<b>Figura 3.29</b> Implementación del Taponex .....	124

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.1</b> Coordenadas del Área concesionada de la Cantera Cerro Grande. ....	26
<b>Tabla 1.2</b> Propiedades Geomecánicas de Roca Lutita .....	33
<b>Tabla 1.3</b> Propiedades Geomecánicas de Material Amarillo.....	34
<b>Tabla 1.4</b> Propiedades Geomecánicas de Material Rojo .....	35
<b>Tabla 1.5</b> Cortes transversales mediante perfiles .....	37
<b>Tabla 3.1</b> Propiedades geométricas del yacimiento.....	54
<b>Tabla 3.2</b> Parámetros geométricos de Lutita.....	55
<b>Tabla 3.3</b> Parámetros de explotación del casajo.....	56
<b>Tabla 3.4</b> Instalaciones de la Compañía Logimin S.A.....	62
<b>Tabla 3.5</b> Polvorín de la compañía Logimin S.A .....	64
<b>Tabla 3.6</b> Parámetros de Perforación .....	67
<b>Tabla 3.7</b> Registro de Accesorios de Voladura de Logimin S.A.....	67
<b>Tabla 3.8</b> Maquinaria utilizada en Cantera.....	70
<b>Tabla 3.9</b> Tractor D-8 Caterpillar.....	70
<b>Tabla 3.10</b> Excavadora EC240BLC Volvo .....	71
<b>Tabla 3.11</b> Excavadora EC210BLC Volvo .....	72
<b>Tabla 3.12</b> Excavadora EC330BLC Volvo .....	73
<b>Tabla 3.13</b> Perforadora ECM-660 Atlas Copco.....	74
<b>Tabla 3.14</b> Tanquero Mack RD688S.....	75
<b>Tabla 3.15</b> Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC330BLC Actual .....	76
<b>Tabla 3.16</b> Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC240BLC Actual .....	77
<b>Tabla 3.17</b> Resultados de Calidad de Aire de la Auditoria del 2017 .....	80
<b>Tabla 3.18</b> Resultados de Nivel de Ruido de la Auditoria del 2017.....	81
<b>Tabla 3.19</b> Monitoreo de voladura realizada en zona de estudio .....	83

<b>Tabla 3.20</b> Ángulo de talud del borde de la cantera.....	88
<b>Tabla 3.21</b> Ángulo de talud en función a profundidad de cantera y coeficiente de Protodyakonov.....	91
<b>Tabla 3.22</b> Rangos de capacidad máxima de excavadoras .....	103
<b>Tabla 3.23</b> Análisis de cazo de excavadora Volvo EC240BLC .....	103
<b>Tabla 3.24</b> Análisis de cazo de excavadora Volvo EC330BLC .....	104
<b>Tabla 3.25</b> Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC330BLC Optimizado .....	105
<b>Tabla 3.26</b> Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC240BLC Optimizado .....	106
<b>Tabla 3.27</b> Niveles de Explotación .....	112
<b>Tabla 3.28</b> Niveles de Explotación .....	115
<b>Tabla 3.29</b> Construcción de Infraestructura .....	116
<b>Tabla 3.30</b> Maquinaria y Equipos.....	116
<b>Tabla 3.31</b> Personal de Logimin S.A.....	117
<b>Tabla 3.32</b> Cálculo de costo horario para excavadora EC330BLC Actual .....	118
<b>Tabla 3.33</b> Cálculo de costo horario para excavadora EC240BLC Actual .....	119
<b>Tabla 3.34</b> Costo total por perforación .....	120
<b>Tabla 3.35</b> Costo total por Sustancia Explosiva Actual .....	121
<b>Tabla 3.36</b> Cálculo de costo horario para excavadora EC330BLC Optimizado .....	122
<b>Tabla 3.37</b> Cálculo de costo horario para excavadora EC240BLC Optimizado .....	123
<b>Tabla 3.38</b> Cálculo de costo de sustancia explosiva Optimizado.....	125
<b>Tabla 3.39</b> Cálculo de gastos semestrales de la empresa.....	126
<b>Tabla 3.40</b> Resultados económicos semestrales de la empresa .....	127

# **CAPÍTULO 1**

## **INTRODUCCIÓN Y MARCO TEÓRICO**

## 1.1. Antecedentes

La extracción de materiales áridos y pétreos constituye una gran parte del volumen de minerales extraídos por la minería mundialmente, estos recursos son de gran importancia en la industria de la construcción del país debido a que en dependencia de su condición constituyen la materia prima en todo tipo de obra civil, por lo tanto, es de vital importancia la obtención de un producto de calidad al costo más competitivo posible. En este estudio se establece una metodología para la optimización del diseño de explotación, empleando herramientas basadas en criterios técnicos, económicos y ambientales, que permiten un análisis detallado a partir de datos precisos obtenidos en el campo.

La optimización en los procesos mineros a cielo abierto hoy día es una herramienta muy recurrida por las empresas, debido a que permite aumentar la rentabilidad de sus proyectos, basándose en una disminución de costos de producción. Un alto porcentaje de las canteras que se explotan en Ecuador utilizan perforación y voladura como principal método de arranque de rocas, sin embargo, las consideraciones necesarias para el cálculo de los parámetros que componen la malla de voladura, están basadas en limitados conocimientos en cuanto a propiedades del macizo rocoso, aplicando esquemas empíricos con los que se logra una granulometría y un volumen aceptable según los requerimientos de la cantera.

La optimización se realiza con base al análisis del diagnóstico realizado a las operaciones actuales, enfocándose en los componentes de cada uno de los procesos que componen el sistema de explotación, que son los que determinan el rendimiento de las operaciones, todo esto con la finalidad de lograr la máxima

eficiencia de los procesos, ya que esta ejerce una gran influencia en los costos globales de producción.

Es transcendental controlar las afectaciones medioambientales ocasionadas por las operaciones, tales como vibraciones, proyecciones de roca y onda aérea, emisiones de gases, derrame de aceite, entre otras, debido a que la práctica minera anti técnica generalmente provoca un impacto directo sobre el medio ambiente, en especial, sobre los recursos hídricos, que conjuntamente con un consumo insostenible de los depósitos de materiales y las diversas presiones ejercidas sobre estos, conllevan a un deterioro de su funcionamiento natural (Ollero Ojeda, 2015). Actualmente el proceso de explotación de yacimientos minerales lo controla el ministerio sectorial, junto al Ministerio Del Medio Ambiente, con base en la Ley de Minería.

Para lograr una propuesta óptima, es necesario realizar dentro de cada proceso un debido control de las variables involucradas en las operaciones, las cuales serán cuidadosamente seleccionadas con base en la caracterización y monitoreo de cada una de ellas y posterior análisis de resultados obtenidos, a partir de lo cual, será posible realizar mejoras en las operaciones actuales.

## **1.2. Planteamiento del problema**

En la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A ubicada en la ciudad de Durán, perteneciente a la provincia del Guayas, la compañía Logimin S.A es la encargada de la explotación de lutita gris (sin meteorizar) y lutitas meteorizadas (denominada cascajo), en el lugar se realizan voladuras en función de la demanda de material de los clientes, sin embargo, no se ha llegado a resultados que aseguren la eficiencia del proceso de extracción, por tal motivo se plantea realizar

la “**Optimización del diseño de explotación de la Cantera Cerro Grande**” con la finalidad de mejorar la eficiencia de las operaciones, logrando la reducción de costos y tiempos de operación mediante el rediseño de explotación, haciendo mayor énfasis en el planteamiento de una nueva malla de perforación y la determinación de la adecuada cantidad de explosivo en la voladura, además de la realización de un control periódico que regule las posibles afectaciones ambientales ocasionadas en el proceso.

**Mediante el previo análisis del panorama de estudio, se plantean las siguientes preguntas de investigación:**

¿Qué indicadores se debe tener en cuenta en las operaciones mineras para optimizar el diseño de explotación de la Cantera Cerro Grande?

¿En qué medida puede optimizarse el diseño de explotación, para obtener un mejor resultado en cuanto a rendimiento y costo de extracción del mineral en la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A operada por la compañía Logimin S.A?

¿Cómo optimizar la perforación - voladura para reducir costos operativos en las explotaciones superficiales de la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A?

### **1.3. Objetivos**

#### **1.3.1. Objetivo general**

Optimizar el diseño de explotación de materiales pétreos, mediante el análisis de criterios técnicos, económicos y ambientales, para proporcionar a la compañía Logimin S.A condiciones sustentables de las operaciones mineras.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

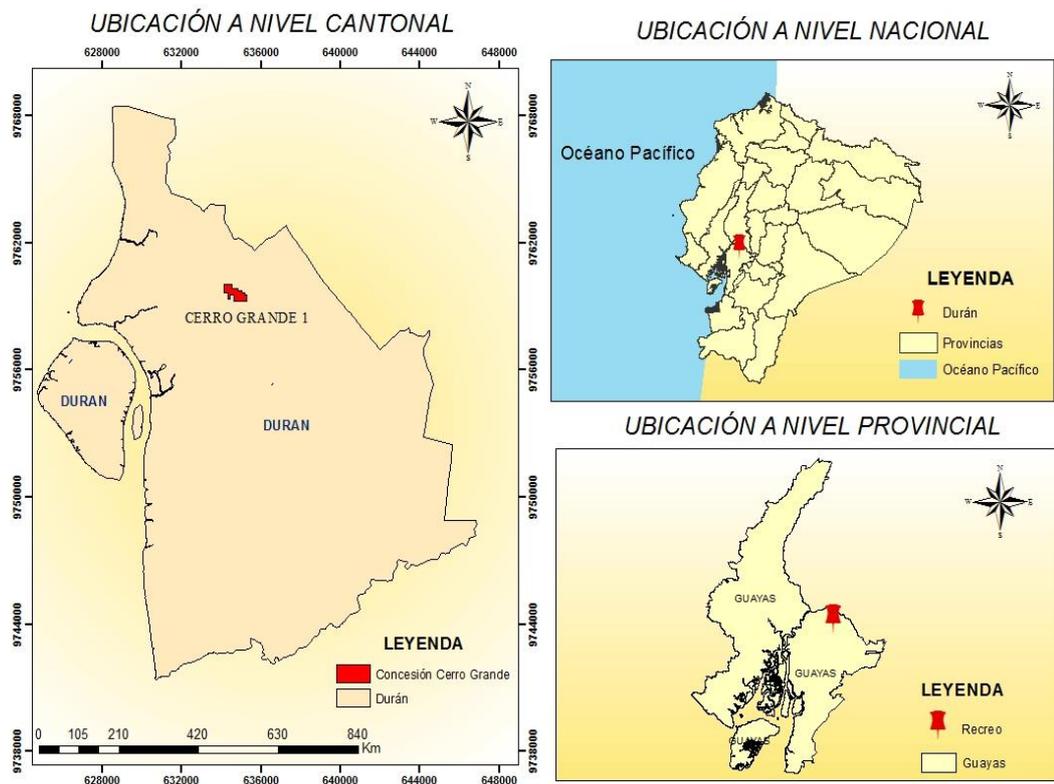
- Evaluar la calidad de las operaciones mineras que forman parte del diseño de explotación actual, mediante la caracterización de procesos, que permita el análisis de la información topográfica, geológica y del entorno de la Cantera Cerro Grande.
  
- Diseñar el sistema de explotación con base en los parámetros geométricos y geomecánicos del depósito para perfeccionar la geometría de la cantera y establecer medidas de prevención y control en función al factor de seguridad de los taludes.
  
- Valorar la reducción de gastos obtenida mediante la propuesta del diseño de explotación, para presentar la mejor alternativa a los directivos de la empresa Logimin S.A.

## **1.4. Marco Teórico**

### **1.4.1. Generalidades**

#### **1.4.1.1 Ubicación**

La Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A se encuentra ubicada en el cantón Durán **figura1.1**, parroquia Eloy Alfaro frente a la ciudadela el Recreo, provincia del Guayas. El ingreso a la cantera se encuentra en la vía Durán Yaguachi Km 7.5.



**Figura 1.1** Ubicación de la zona de estudio  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

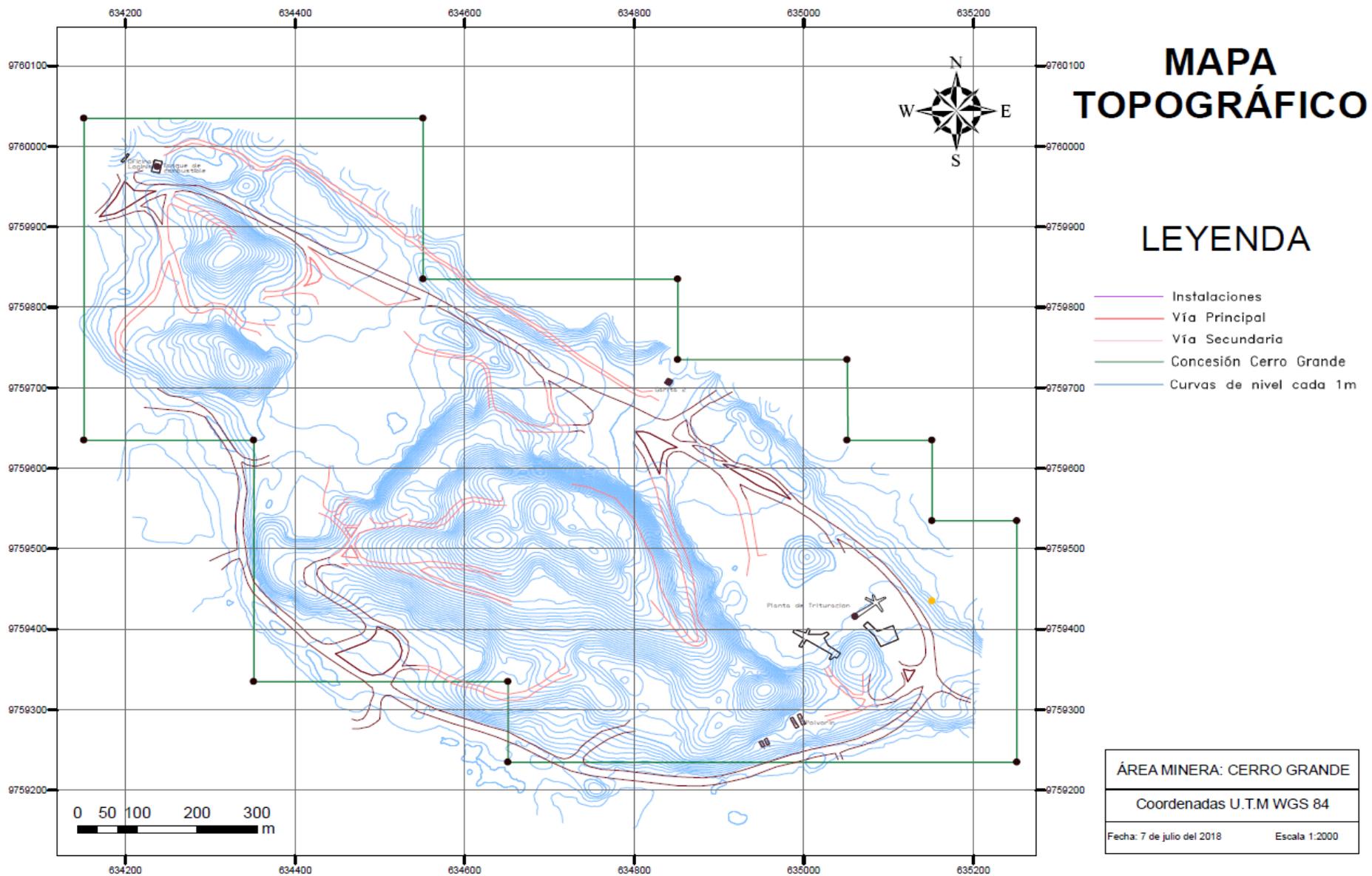
#### 1.4.1.2 Ubicación Cartográfica

La concesión minera “Cerro Grande 1” Código # 700121, tiene una superficie total de 50 hectáreas mineras, delimitadas por los siguientes vértices referenciados al Datum WGS 84 **figura 1.2**, de la Zona 17 Sur, corresponden a las coordenadas UTM como se muestra en la **tabla1.1**.

**Tabla 1.1** Coordenadas del Área concesionada de la Cantera Cerro Grande.

<b>Coordenadas del Área Concesionada: Cerro Grande 1</b>		
<b>WGS84</b>		
<b>PUNTOS</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>
<b>P<sub>1</sub></b>	634,551,156	9,759,834.81
<b>P<sub>2</sub></b>	634,851,156	9,759,834.81
<b>P<sub>3</sub></b>	634,851,156	9,759,734.81
<b>P<sub>4</sub></b>	635,051,156	9,759,734.81
<b>P<sub>5</sub></b>	635,051,156	9,759,634.81
<b>P<sub>6</sub></b>	635,151,156	9,759,634.81
<b>P<sub>7</sub></b>	635,151,156	9,759,534.81
<b>P<sub>8</sub></b>	635,251,156	9,759,534.81
<b>P<sub>9</sub></b>	635,251,156	9,759,234.81
<b>P<sub>10</sub></b>	634,651,156	9,759,234.81
<b>P<sub>11</sub></b>	634,651,156	9,759,334.81
<b>P<sub>12</sub></b>	634,351,156	9,759,334.81
<b>P<sub>13</sub></b>	634,351,156	9,759,634.81
<b>P<sub>14</sub></b>	634,151,156	9,759,634.81
<b>P<sub>15</sub></b>	634,511,156	9,760,034.81
<b>P<sub>16</sub></b>	634,551,156	9,760,034.81

**Fuente:** (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)



**Figura 1.2** Ubicación Cartográfica de la zona de estudio  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### **1.4.1.3 Marco legal**

La concesión minera “Cerro Grande 1” Código # 700121 de la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A se encuentra vigente, extrayendo materiales pétreos para su comercialización, todo esto amparado en la Ley de Minería y sus Reglamentos Minero y Ambiental, así como en cumplimiento de todos los requisitos legales mineros y ambientales.

Actualmente la empresa cuenta con Licencia ambiental, la misma que fue otorgada en junio del 2012, mediante resolución Número 931, pasado un año desde la emisión de la licencia se presentó la primera Auditoría Ambiental de cumplimiento como lo estipula la normativa ambiental vigente, auditoría ambiental de cumplimiento que permita a la entidad de control monitorear, vigilar y verificar el cumplimiento de los planes de manejo ambiental y normativa ambiental aplicable. Posterior a esto, las Auditorías Ambientales de Cumplimiento serán presentadas cada dos años, sin perjuicio de ello, las garantías ambientales deberán mantenerse vigentes cada año.

Por lo tanto, el Titular Minero en cumplimiento de las obligaciones establecidas en la Licencia Ambiental, Plan de Manejo Ambiental, Reglamento Ambiental para Actividades Mineras en la República del Ecuador. Acuerdo 069. Registro Oficial 795 de 12 de julio de 2016 y el Acuerdo Ministerial N°. 061. Reforma del Libro VI del Texto Unificado de Legislación Secundaria, presenta auditorías ambientales cada dos años, la última presentada fue por el período junio de 2015 a junio 2017, dando cumplimiento a la exigencia de la normativa vigente.

Además, el Gobierno Autónomo descentralizado del cantón Durán posee una autorización de libre aprovechamiento temporal de materiales de construcción concesionada de nombre Durán de código #790278, inscrita desde diciembre del 2011 en una superficie de 9 hectárea mineras.

#### **1.4.1.4 Geología Regional**

En la concesión minera Cerro Grande 1 afloran las Formaciones geológicas sedimentarias Cayo y Guayaquil, las cuales son de edad Cretácica. En los sectores bajos se localizan depósitos sedimentarios Cuaternarios formados por llanuras aluviales recientes **Figura 1.3.** (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)

##### Formación Cayo, Formación Guayaquil

Corresponden al período Cretácico Superior, están constituidas por una secuencia de areniscas que van gradando a lutitas silicificadas, en algunas ocasiones se encuentran intercaladas entre sí, se observa la presencia de nódulos y bandas de pedernal o chert, las intercalaciones de los estratos de arenisca varían entre 10 cm. a 60 cm. de espesor. (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)

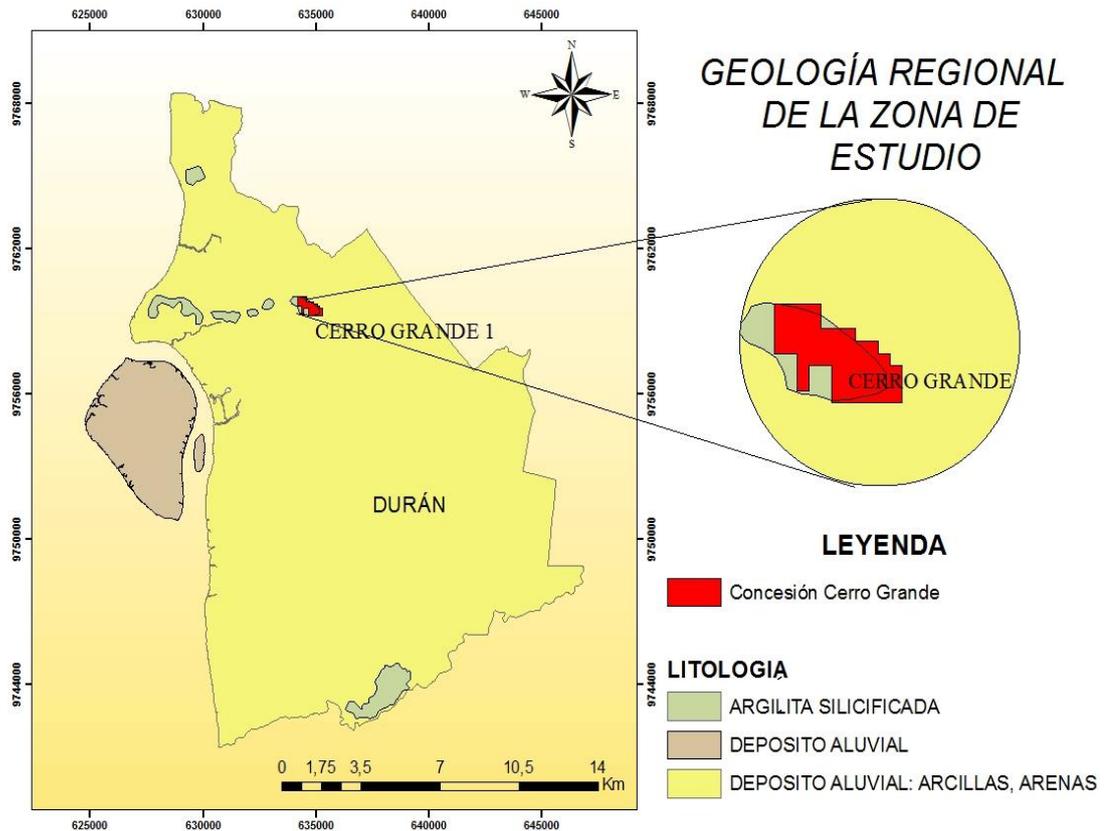
Estas rocas sedimentarias se presentan fracturadas, los afloramientos dejan ver un alto grado de diaclasamiento, especialmente en las lutitas silicificadas, los estratos de areniscas se presentan poco compactos, aunque a profundidad están endurecidos. (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)

Las lutitas silíceas meteorizadas del sector Sur de Cerro Grande 1 correspondientes a niveles estratigráficos superiores de la Formación Cayo, tienen tonalidades entre el café al rojo amarillento, a diferencia de las lutitas de los niveles inferiores del sector Norte, donde el grado de meteorización es mínimo y se mantiene el color original de la roca que es gris; en algunos sectores se pueden observar intercalaciones de paquetes de material meteorizado y no meteorizado donde se mezclan las tonalidades rojiza, amarillenta y gris. (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)

El rumbo general de las capas es en dirección Este-Oeste y buzamientos entre 20° a 30° hacia al Sur, por esta razón la estabilidad en los estratos rocosos del sector Norte es mucho mayor que los del sector Sur ya que en el Norte las capas sedimentarias buzan contra la pendiente natural, mientras que en el Sur inclinan en sentido del buzamiento de las capas, es decir en el mismo sentido que la pendiente. (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)

#### Depósitos Aluviales Cuaternarios

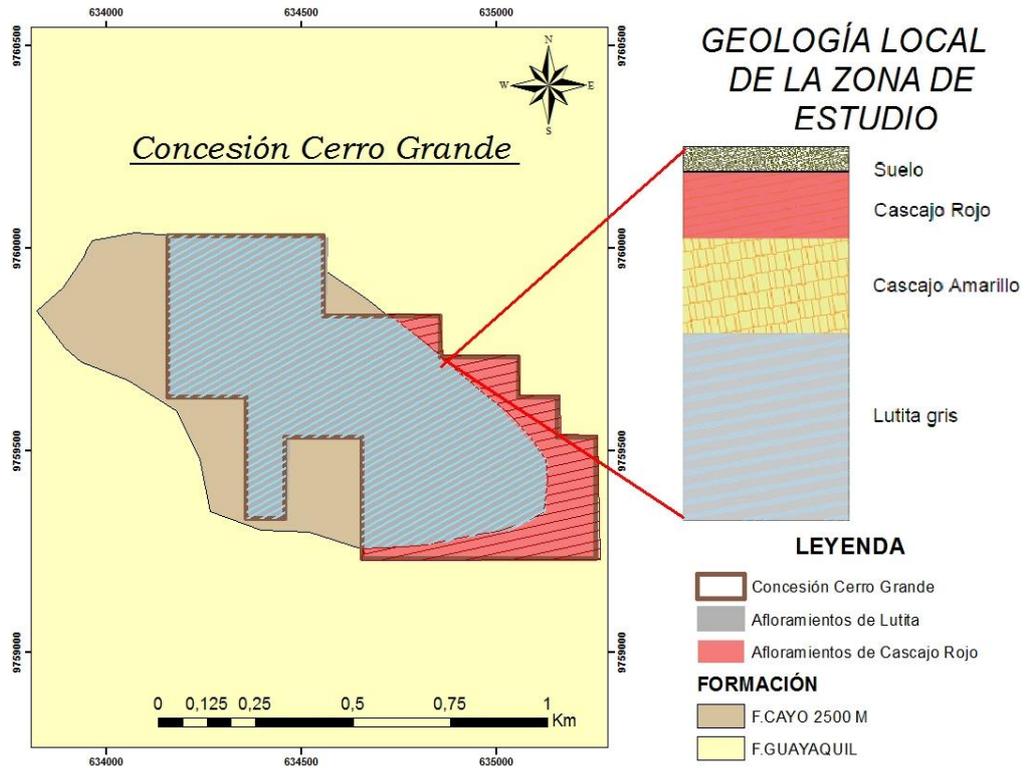
Los depósitos aluviales están formados por acumulaciones de detritos no compactos, formados por limos y arcillas, los cuales forman la planicie de la parte baja que rodea a los materiales Cretácicos silíceos. (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)



**Figura 1.3** Geología Regional de la zona de estudio  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 1.4.1.5 Geología Local

En la Cantera Cerro Grande, se encuentra la formación Cayo y una transición gradual con la formación Guayaquil, en los distintos frentes de explotación se logra visualizar lutitas silíceas perteneciente a la formación Cayo y en algunos sectores además se pueden observar las interposiciones de lutita meteorizada y no meteorizada en el que se mezclan las tonalidades rojiza, amarillenta y gris, donde el material rojizo posee acumulaciones de detritos no compactos, formados por limos y arcillas debido a depósitos aluviales **figura 1.4.** (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)



**Figura 1.4** Geología Local de la zona de estudio  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### Lutita gris

La lutita gris poco meteorizada **figura 1.5**, es el material de mayor comercialización dentro de la cantera, debido a esto se realizan ensayos para determinar las características mecánicas del material **tabla 1.2**, además de la realización de un levantamiento geomecánico para determinar la calidad la roca.



**Figura 1.5** Talud de Lutita gris  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

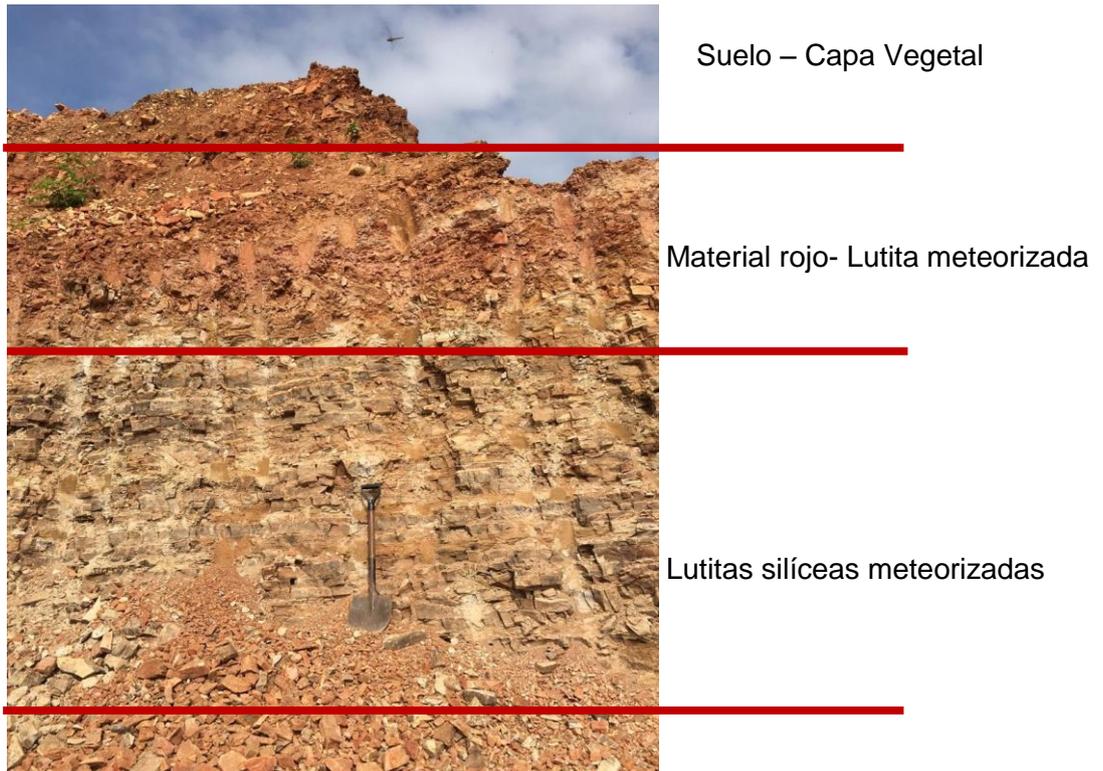
**Tabla 1.2** Propiedades Geomecánicas de Roca Lutita

RMR	41
Cohesión	245 Mpa
Ángulo de Fricción Interna	30°
Densidad	2.5
Resistencia	40 MPa

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### **Cascajo Amarillo**

Las lutitas síliceas con grado medio de meteorizadas, denominadas como “Cascajo Amarillo” **figura 1.6**, poseen una resistencia muy baja debido a su cercanía a la superficie, por tal motivo es posible arrancarlas mecánicamente.



**Figura 1.6** Talud de Cascajo Amarillo  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

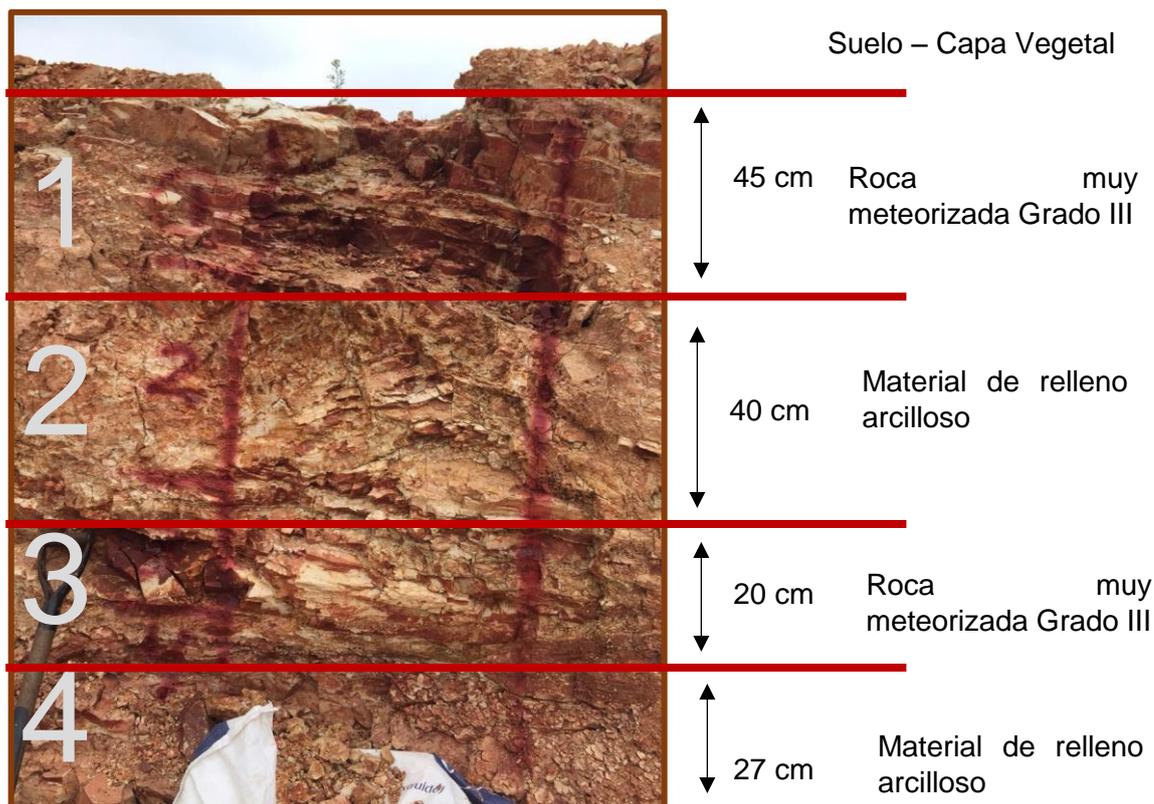
**Tabla 1.3** Propiedades Geomecánicas de Material Amarillo

DSM	1807 kg/m <sup>3</sup>
Humedad Óptima	11.25%
Límite Líquido	45.10
Límite Plástico	24.65
Índice Plástico	20.46

**Fuente:** (S.A, Control de Calidad, 2018)

### Cascajo Rojo

El material denominado “Cascajo Rojo” esta principalmente compuesto por suelo, lutita muy meteorizada y entre los estratos de la roca un relleno de arcilla **figura 1.7**, este material es removido mecánicamente debido a su baja resistencia.



**Figura 1.7** Talud de Cascajo Rojo  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

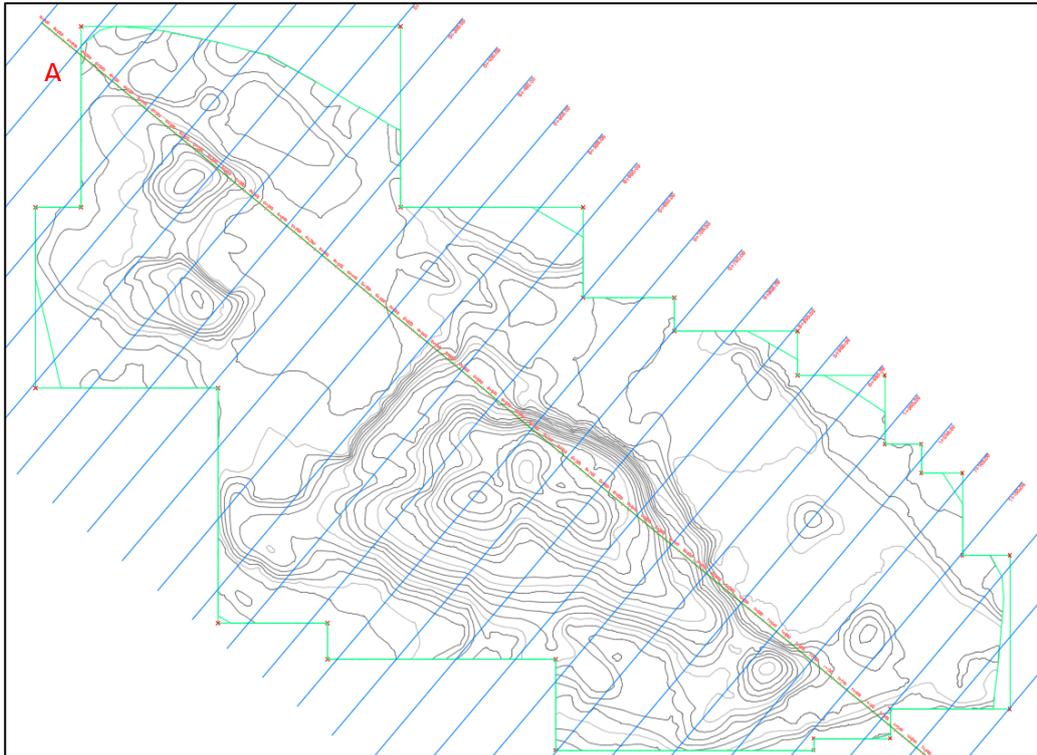
**Tabla 1.4** Propiedades Geomecánicas de Material Rojo

DSM	1589 kg/m <sup>3</sup>
Humedad Óptima	14.25%
Límite Líquido	56.05
Límite Plástico	28.07
Índice Plástico	27.98

**Fuente:** (S.A, Control de Calidad, 2018)

#### 1.4.1.6 Reservas

Para la estimación de las reservas de la Cantera Cerro Grande, se utilizó el método de perfiles longitudinales a través de toda el área de producción representado en la **figura 1.8**. Este modelo se lo realiza creando un eje A de orientación NO-SE con una longitud aproximada de 1300 metros, luego se procedió a realizar varios cortes transversales mediante perfiles con una orientación SO-NE y una distancia de separación entre ellos de 50 metros abarcando así toda la cantera.

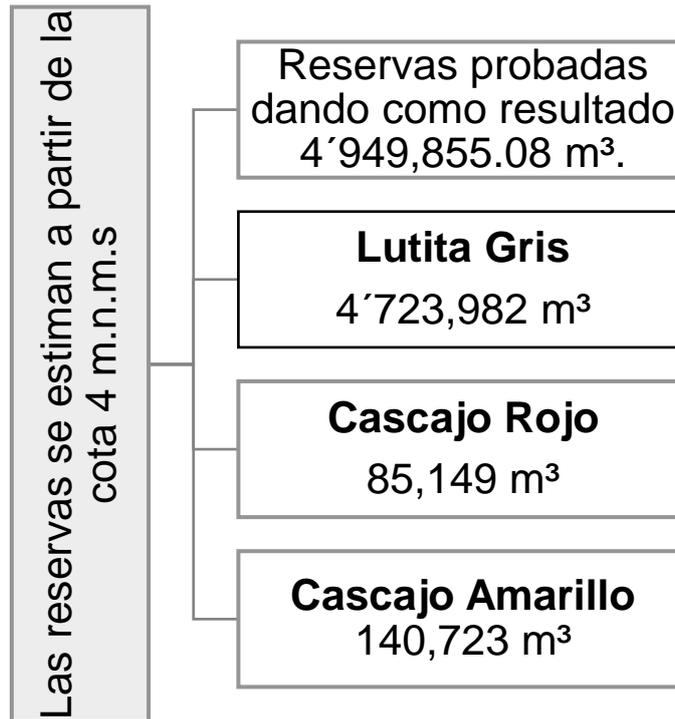


**Figura 1.8** Estimación de reservas totales

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Las reservas se calcularon tomando como profundidad máxima la cota 4 m.s.n.m, ya que a esta cota se planea adecuar el terreno para su futura lotización. Con base en lo anterior se procede a realizar la estimación de las reservas probadas, las cuales dan como resultado **4'949,855.08 m<sup>3</sup>**, según se muestra en la **tabla 1.5**.

Dado que dentro de la Cantera Cerro Grande se obtienen distintos productos, se procedió a realizar la estimación de reservas de cada uno como se muestra en la **figura 1.9** mediante un método fotográfico con la utilización de un dron Phanthom 4 pro.



**Figura 1.9** Estimación de reservas por material  
Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

**Tabla 1.5** Cortes transversales mediante perfiles

Abcisas	Área de Corte (m <sup>2</sup> )	Área de Relleno (m <sup>2</sup> )	Volumen de Corte (m <sup>3</sup> )	Volumen de Relleno (m <sup>3</sup> )	Volumen Acumulado (m <sup>3</sup> )
<b>0+000.000</b>	0	0	0	0	0
<b>0+050.000</b>	0	2.01	0	50.34	-50.34
<b>0+100.000</b>	314.94	0	7873.53	50.34	7772.84
<b>0+150.000</b>	700.21	49.95	25378.71	1248.84	31902.71
<b>0+200.000</b>	1997.57	0	67444.39	1248.84	98098.26
<b>0+250.000</b>	2538.05	51.15	113390.46	1278.8	210209.92
<b>0+300.000</b>	2184.66	35.96	118067.84	2177.76	326099.99
<b>0+350.000</b>	1793.96	0	99465.61	898.96	424666.64
<b>0+400.000</b>	1091.7	0	72141.53	0	496808.17
<b>0+450.000</b>	1412.82	0	62613.02	0	559421.2
<b>0+500.000</b>	2316.1	0	93223.09	0	652644.28
<b>0+550.000</b>	3846.06	0	154054.16	0	806698.44
<b>0+600.000</b>	8003.75	0	296245.39	0	1102943.83
<b>0+650.000</b>	9164.11	0	429196.58	0	1532140.41
<b>0+700.000</b>	10752.08	0	497904.81	0	2030045.21
<b>0+750.000</b>	10041.18	0	519831.58	0	2549876.79
<b>0+800.000</b>	9745.3	0	494661.99	0	3044538.78
<b>0+850.000</b>	7751.51	10.96	437420.23	274	3481685.01
<b>0+900.000</b>	5987.72	21.96	343480.85	822.89	3824342.97
<b>0+950.000</b>	4934.22	30.57	273048.51	1313.09	4096078.39

<b>1+000.000</b>	4264.95	0.03	229979.23	765.04	4325292.58
<b>1+050.000</b>	3801.85	6.64	201669.91	166.8	4526795.7
<b>1+100.000</b>	2907.06	15.23	167722.72	546.63	4693971.78
<b>1+150.000</b>	1948.11	0	121379.24	380.67	4814970.35
<b>1+200.000</b>	1132.36	13.21	77011.69	330.21	4891651.84
<b>1+250.000</b>	604.49	0	43421.24	330.21	4934742.87
<b>1+300.000</b>	0	0	15112.21	0	4949855.08
<b>1+318.452</b>	0	0	0	0	<b>4949855.08</b>

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 1.4.2. Métodos de Explotación Superficiales

En la minería superficial para la selección del método de explotación de un yacimiento mineral se han desarrollado distintas metodologías que evalúan las características físicas y geológicas del depósito tales como:

- Ubicación.
- Forma.
- Tamaño.
- Topografía superficial.
- Profundidad del cuerpo mineral.
- Tipo de mineral.
- Complejidad y calidad de la mineralización.
- Distribución de la calidad de la mineralización (selectividad).
- Características del macizo rocoso.
- Calidad de la información de reservas.
- Inversiones asociadas.

La información recopilada del yacimiento procederá de una campaña de exploración adecuadamente realizada.

### **1.4.3. Selección del Método de Explotación**

La selección del método de explotación es una parte importante y fundamental dentro del desarrollo de un proyecto minero, debido a que la rentabilidad del proyecto dependerá de la adecuada selección del método, alcanzado mediante el análisis de la información recopilada del yacimiento. La minería superficial se caracteriza por los grandes volúmenes explotados, en la cual, la geometría del yacimiento determinará la relación estéril/ mineral o “ratio”, que suele ser muy variable entre depósitos, pero en todos determina la viabilidad económica de la explotación y consecuentemente la profundidad que es posible alcanzar en el yacimiento.

Por su parte, la literatura española y particularmente (Herbet, Octubre 2006) clasifica los métodos de minado a cielo abierto en:

1. Cortas
2. Descubiertas
3. Terrazas
4. Contorno
5. Canteras
6. Graveras
7. Minería hidráulica
8. Lixiviación
9. Especiales o mixtos

### **1.4.4. Cantera**

El término cantera se utiliza para referirse a las explotaciones de rocas ornamentales, industriales y materiales de construcción, son explotaciones superficiales con uno banco o varios bancos en una pequeña porción del

yacimiento, por lo que no tiene la necesidad de descubrir el material explotable provocando un bajo ratio, su ritmo de producción generalmente está marcado por la demanda del material explotado (Herbet, Octubre 2006), dividiéndose en:

- Canteras en terrenos horizontales
- Canteras en laderas
- Supercanteras
- Canteras Subterráneas

Según la dirección en la que se realicen los trabajos de excavación, pueden distinguirse las siguientes alternativas:

➤ **Avance frontal y frente de trabajo de altura creciente**

- Es la opción más habitual por la facilidad de apertura de las canteras y debido a la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta de tratamiento. (Herbet, Octubre 2006)
- El frente de explotación siempre está dinámico, salvo en alguna pequeña zona. (Herbet, Octubre 2006)
- El frente es progresivamente más alto, por lo que no resulta viable realizar la restauración de los taludes hasta que no finalice la explotación. (Herbet, Octubre 2006)

➤ **Excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos**

- Admite iniciar la restauración con anticipación y desde los bancos superiores hasta los de menor cota.
- Requieren una definición previa del talud final y consecuentemente un proyecto a largo plazo. (Herbet, Octubre 2006)

- Exigen establecer toda la infraestructura vial para acceder a los niveles altos desde el principio, por ende, en los primeros años la distancia de transporte es mayor. (Herbet, Octubre 2006)
- **Avance lateral y abandono del talud final**
  - Se suele llevar a cabo cuando la cantera tiene un desarrollo transversal mínimo, profundizándose poco en la ladera, pero con un avance lateral amplio. (Herbet, Octubre 2006)
  - Admite recuperar taludes finales una vez excavado la abertura inicial, así como realizar rellenos parciales. (Herbet, Octubre 2006)
  - Permite mantener constante la distancia de transporte cuando la instalación se encuentre en el centro de la cantera. (Herbet, Octubre 2006)

#### **1.4.5. Parámetros operativos**

Los principales parámetros geométricos que se establecen dentro la operación de la cantera **figura 1.10** son:

1. Talud de trabajo.
2. Plazoletas de trabajo.
3. Pistas.
4. Rampas de acceso.
5. Límites finales de la mina.
6. Talud final de la explotación.
7. Bermas de seguridad.
8. Banco.
  - a) Altura del banco.
  - b) Talud del banco.



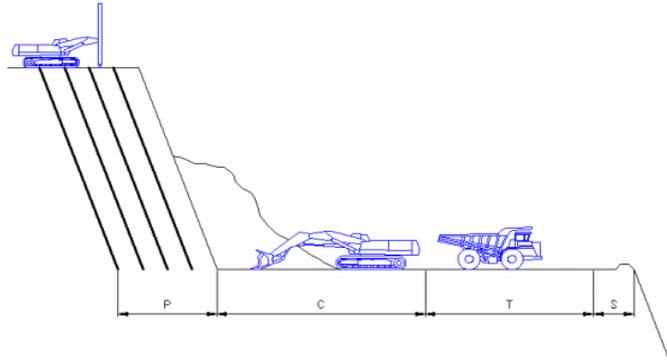
**Figura 1.10** Terminología empleada en una mina a cielo abierto  
**Fuente:** (Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2002)

#### 1.4.5.1 Talud de trabajo

Es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentran algunos de los tajos o plataformas de trabajo, su magnitud depende del estado del macizo, de la altura de los bancos y del ancho de las plazoletas, usualmente el ángulo del borde laboral de la canchales varía normalmente entre los  $7^\circ$  y  $17^\circ$  (a veces llega hasta los  $27^\circ$ ) y el del borde inactivo alcanza hasta  $25^\circ - 35^\circ$ . (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)

#### 1.4.5.2 Plazoletas de trabajo

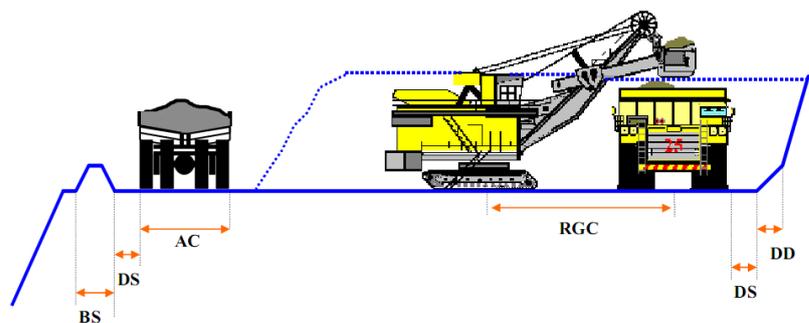
La medida de la plazoleta de trabajo se determina de acuerdo al tipo de transporte, método de excavación y dimensiones de la maquinaria de arranque **figura 1.11**. El ángulo de talud del borde de trabajo y el ancho de las plataformas de trabajo se toman aproximadamente con base en los datos prácticos o datos de los manuales. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)



**Figura 1.11** Plazoletas de Trabajo  
**Fuente:** (Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2002)

### 1.4.5.3 Ancho mínimo de la plataforma de trabajo

Esta medida se determina con base en la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que opera simultáneamente, de tal manera que permita que la maquinaria maniobre con facilidad sin la necesidad de acercarse al frente de explotación y mantengan una distancia mínima de seguridad de 5 metros al borde del banco en el desarrollo normal del trabajo **figura 1.12**. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)

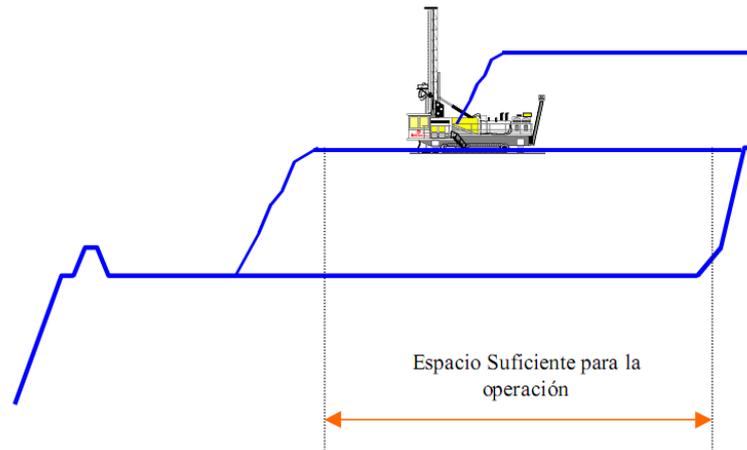


**Figura 1.12** Ancho mínimo de plataforma de trabajo  
**Fuente:** (Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2002)

### 1.4.5.4 Ancho mínimo de operación

En cada operación, la medida del ancho mínimo estará dada por el área necesaria para que la maquinaria maniobre, más un espacio adicional para el movimiento de los equipos, por ejemplo, en la perforación el ancho está

dado por el área destinada a esta más un ancho necesario para tránsito de los equipos de perforación y voladura. Hay que tener en cuenta que en cada operación se debe calcular el área necesaria para que operen los equipos **figura 1.13**. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)



**Figura 1.13** Ancho mínimo de operación  
**Fuente:** (Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2002)

#### 1.4.5.5 Pistas de acceso

Las pistas son los caminos por los cuales se realiza el transporte del material dentro de la explotación, en minería pueden ser clasificadas en: (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)

1. En espiral.
2. En zig-zag.
3. En U.
4. Rectilínea.

#### 1.4.5.6 Límites finales de la mina

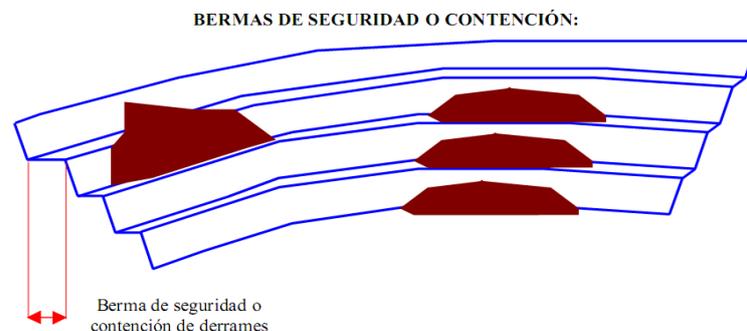
En la minería superficial los límites finales de la explotación están dados por la geología del yacimiento, estabilidad de los taludes con base en parámetros geomecánicos y por factores económicos derivados del costo de extracción del mineral de interés. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)

#### 1.4.5.7 Talud final de explotación

Es el ángulo convincente del talud, determinado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza del superior. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)

#### 1.4.5.8 Bermas

Se denomina berma a la plataforma horizontal existente en los taludes de los bancos de la explotación, su objetivo es mejorar su estabilidad, además, evitar accidentes debido a desprendimientos de roca o falla en el talud **figura 1.14**, se debe tener en cuenta que el ancho de la berma se establece en función a las condiciones geotécnicas y operativas, asimismo, que su medida no será necesariamente uniforme a lo largo de todo el yacimiento, ya que su amplitud dependerá de las características geomecánicas de cada sector. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)



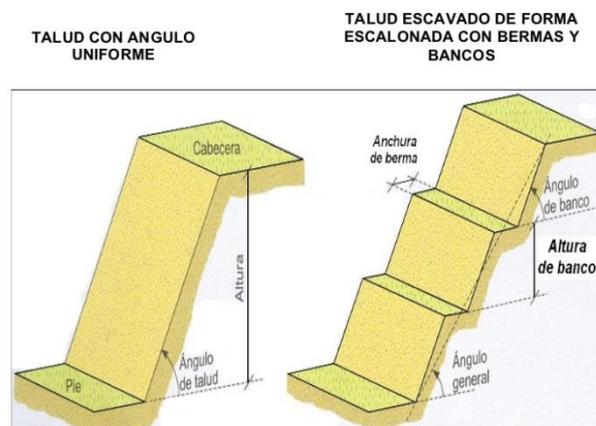
**Figura 1.14** Bermas de Seguridad  
**Fuente:** (Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2002)

#### 1.4.5.10 Banco

Escalón de explotación sobre el cual se desarrolla el trabajo de extracción del mineral en las explotaciones superficiales, comprendido entre dos niveles para facilitar el trabajo de los equipos de perforación, carguío y transporte. (López Jimeno C., Bustillo M., 1997)

#### 1.4.5.11 Altura del banco

Es la distancia medida desde el pie del banco hasta la parte más alta del mismo **figura 1.15**, se determina con base en las dimensiones de los equipos de carguío y excavación, además de las características del macizo rocoso y de las exigencias de selectividad de la explotación, sin embargo, en las canteras se recurre casi de forma sistemática a alturas de banco comprendidas entre 10 y 20 m. (Herbet, Octubre 2006)



**Figura 1.15** Altura de banco

**Fuente:** (Departamento de Ingeniería Civil de Minas, 2002)

#### 1.4.5.12 Margen Operativo

Ratio que exterioriza el porcentaje que supone el beneficio antes de intereses e impuestos sobre el total de ventas, teniendo en cuenta todos los costos operativos, incluidas las amortizaciones. De hecho, cuando en la actualidad se habla de la competitividad de la compañía, a lo que nos referimos es al incremento de dicho margen. (Eleconomista, 2012)

# **CAPÍTULO 2**

## **METODOLOGÍA**

## 2.1 Metodología

El adecuado desarrollo de un proyecto está enmarcado por su organización en las fases de su proceso, lograr la optimización del diseño de explotación conlleva un detallado estudio, debido que son operaciones que involucran varios parámetros técnicos que no se pueden pasar por alto al momento de seleccionar la mejor alternativa.

La metodología utilizada para la realización de este proyecto está enfocada en tres fases que se observan en la **figura 2.1**, para una mejor comprensión.

**FASE I.-** En esta etapa se realizó la revisión bibliográfica en conjunto con la recolección de datos de parámetros geomecánicos, geométricos, operativos y ambientales, lo que permitirá un diagnóstico del estado actual de las operaciones.

En referencia a **Parámetros Geomecánicos**, se realizó el levantamiento de estaciones geomecánicas para la determinación de la calidad de la roca según el RMR de Bieniawski y la caracterización de los distintos materiales; en los laboratorios de Escuela Superior Politécnica del Litoral se realizaron ensayos de compresión simple para la determinación de la resistencia a la compresión simple de la lutita gris. Para el cascajo, se realizó el ensayo de corte triaxial y corte directo para la obtención de la cohesión y ángulo de fricción interna, adicionalmente se practicó el ensayo de densidad aparente.

**Parámetros Geométricos**, se ejecutó el levantamiento topográfico partiendo de la utilización de un GPS diferencial para la colocación de puntos georreferenciados dentro de la cantera, que luego fueron arrastrados usando una estación total, finalmente mediante el uso de un Dron Phantom4 se realizó la

toma de fotografías de la zona de estudio. Con la ayuda del software Pix4Di se realizó el procesamiento de la información obtenida, dando como resultado el levantamiento topográfico del lugar. Esto sirvió para estimar las reservas de la zona de estudio posteriormente mediante el método de perfiles.

**Parámetros Operativos**, se llevó a cabo la caracterización y el análisis del diseño de explotación actual de la cantera, detallando la descripción de los parámetros de perforación y la distribución geométrica de la sustancia explosiva dentro del barreno. En lo concerniente a la maquinaria, se realizaron varias mediciones del ciclo de trabajo de las excavadoras para la determinación de los parámetros de rendimientos.

**Parámetros Ambientales**, mediante el monitoreo de cada una de las voladuras se recopiló información referente a niveles de ruido y vibraciones.

**FASE II.-** Esta etapa consiste en la evaluación de la información de los parámetros recolectados en la primera fase, además del control y supervisión de las operaciones teniendo en cuenta la aplicación del diseño de la malla y el modo de perforación, en esta fase se plantea una alternativa de optimización de las operaciones mediante:

- Operación Maquinaria
- Mejora en parámetros de perforación y voladura
- Análisis de estabilidad

Una vez planteada la alternativa se procedió finalmente a realizar una comparación entre los parámetros existentes y los propuestos, para luego dar paso a la tercera fase.

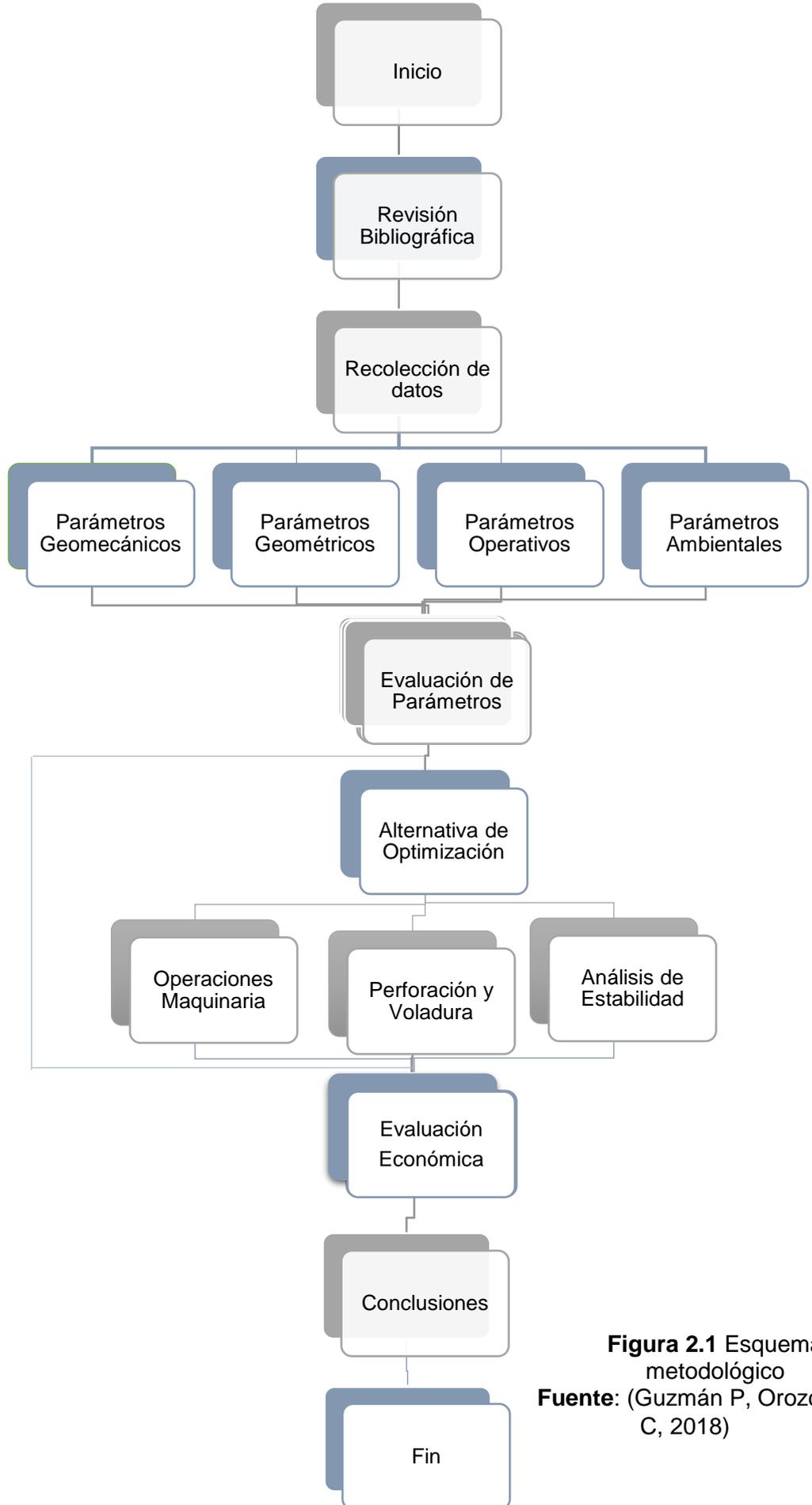
**FASE III.-** Esta etapa adquiere gran relevancia durante el proceso de trabajo debido a la realización de la evaluación económica de las operaciones, en la cual será posible visualizar la medida en la que ha sido optimizado el sistema de laboreo y como producto final, a partir de la compilación, análisis e interpretación de la información se presenta el siguiente informe.

En el siguiente diagrama de flujo se resume la metodología utilizada para el desarrollo del proyecto **Figura 2.1**

FASE I

FASE II

FASE III



**Figura 2.1** Esquema metodológico  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

# **CAPÍTULO 3**

## **RESULTADOS Y ANÁLISIS**

### 3.1 Parámetros Geomecánicas

Dentro de la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A se comercializan tres tipos de productos, clasificados por sus características mecánicas y granulométricas **figura 3.1**.



**Figura 3.1** Columna Estratigráfica  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.2 Parámetros Geométricos



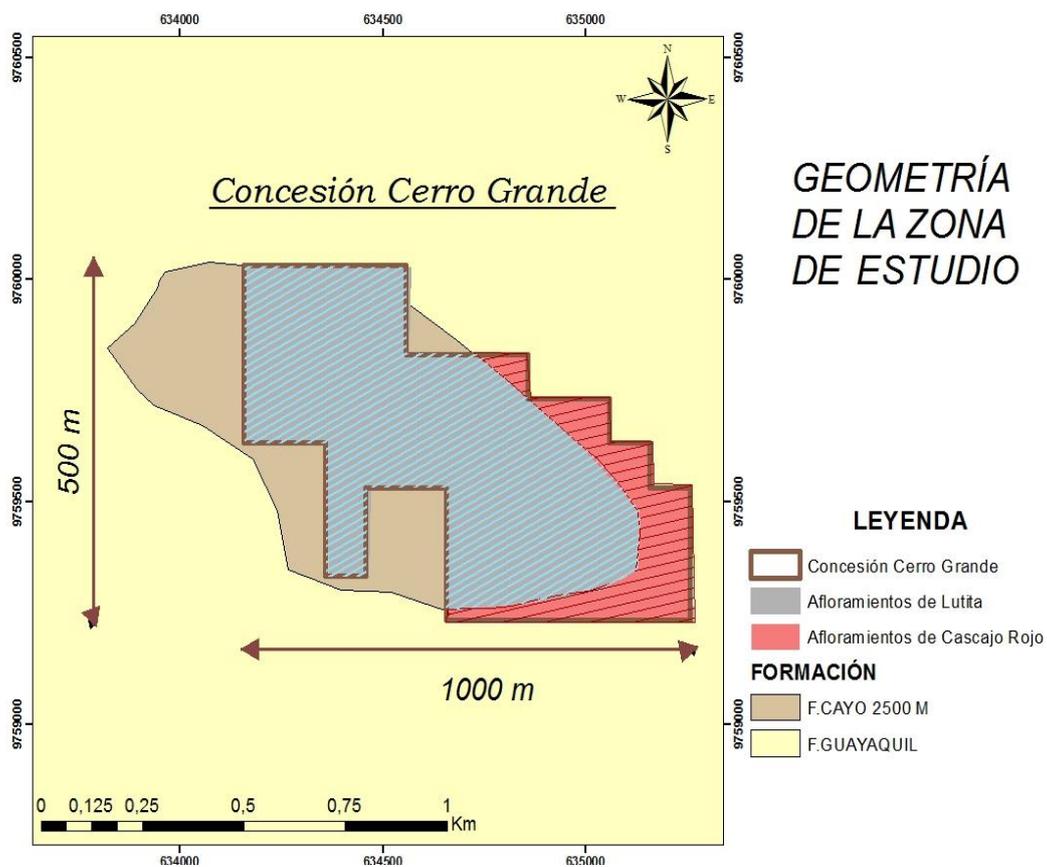
**Figura 3.2** Cantera Cerro Grande  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

La Cantera Cerro Grande se explota mediante un banqueo descendente, donde el principal mineral de interés es la lutita estratificada **figura 3.2**, con un rumbo de las capas en: dirección Este-Oeste y buzamientos entre 20° a 30° hacia al Sur **figura 3.3**.

**Tabla 3.1** Propiedades geométricas del yacimiento

Roca	Lutita Silíceas
Ancho del Yacimiento	500
Largo del Yacimiento	1000
Formación	Sedimentaria
Área	50 Hectáreas Mineras

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)



**Figura 3.3** Geometría de la Zona de Estudio  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3. Parámetros Operativos

#### 3.3.1. Parámetros de Explotación Actual

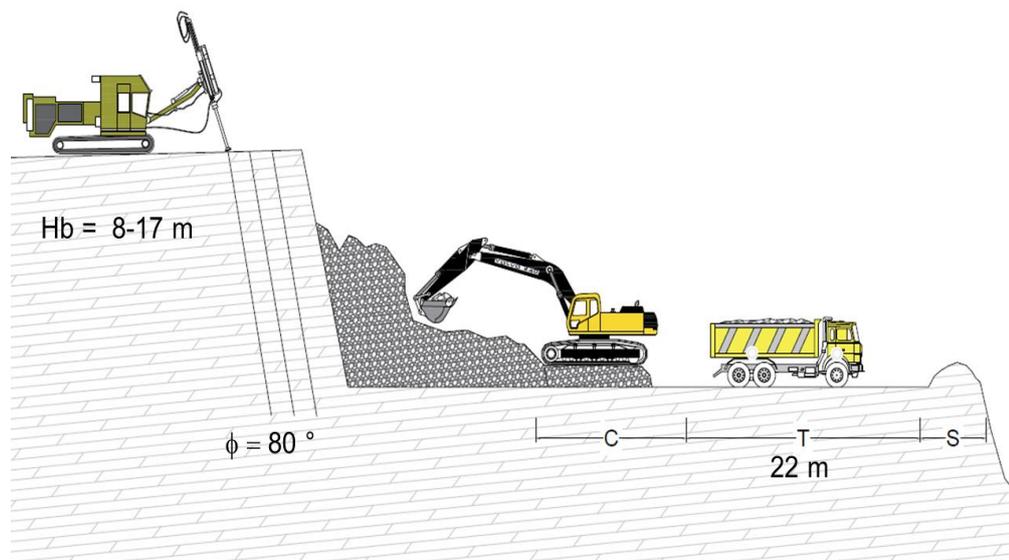
El diseño de explotación a cielo abierto conlleva un conjunto de procesos seguros y económicos que permiten los trabajos mineros de preparación para la extracción del material de interés.

Actualmente la explotación de la Cantera Cerro Grande se realiza mediante un banqueo descendente utilizando la perforación y voladura para la fragmentación de Lutita gris **figura 3.4**, mientras el cascajo se extrae utilizando arranque mecánico con excavadoras hidráulicas **figura 3.5**. El diseño de la explotación actual presenta mucha variabilidad en cuanto a medidas de los parámetros de explotación como se puede apreciar en la siguiente tabla:

**Tabla 3.2** Parámetros geométricos de Lutita

<b>Descripción de parámetros de Explotación</b>	
	<b>Lutita</b>
<b>Profundidad de Cantera</b>	52.5 m
<b>Altura de Bancos</b>	8 -17 m
<b>Ángulo de Bancos</b>	71°
<b>Ancho Plataforma de Trabajo</b>	25 m
<b>Berma de Seguridad</b>	3 m
<b>Ancho de Vías</b>	8 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

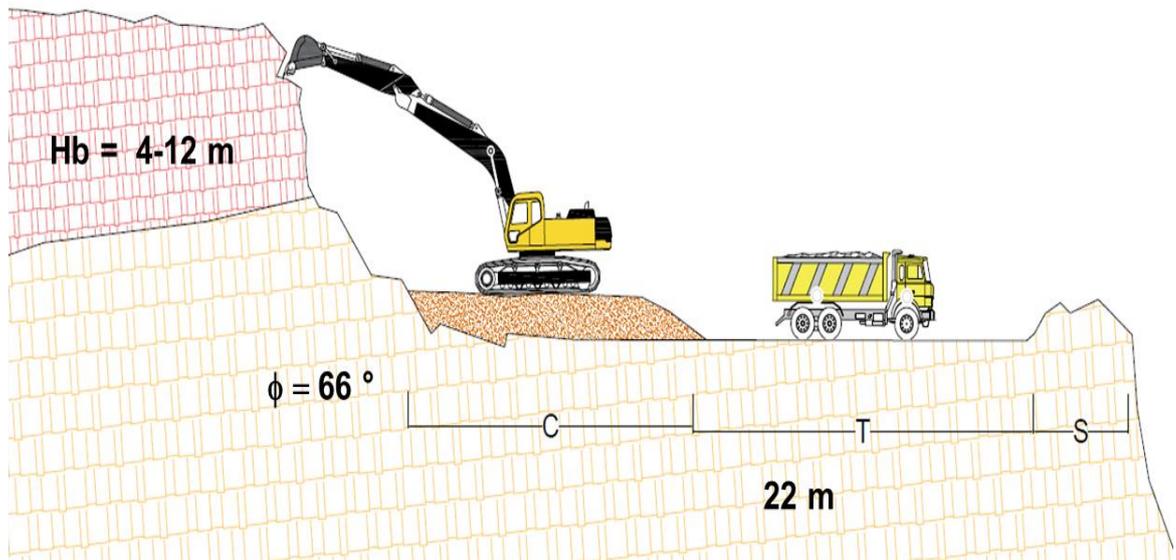


**Figura 3.4** Parámetros de Explotación Actual de Lutita  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

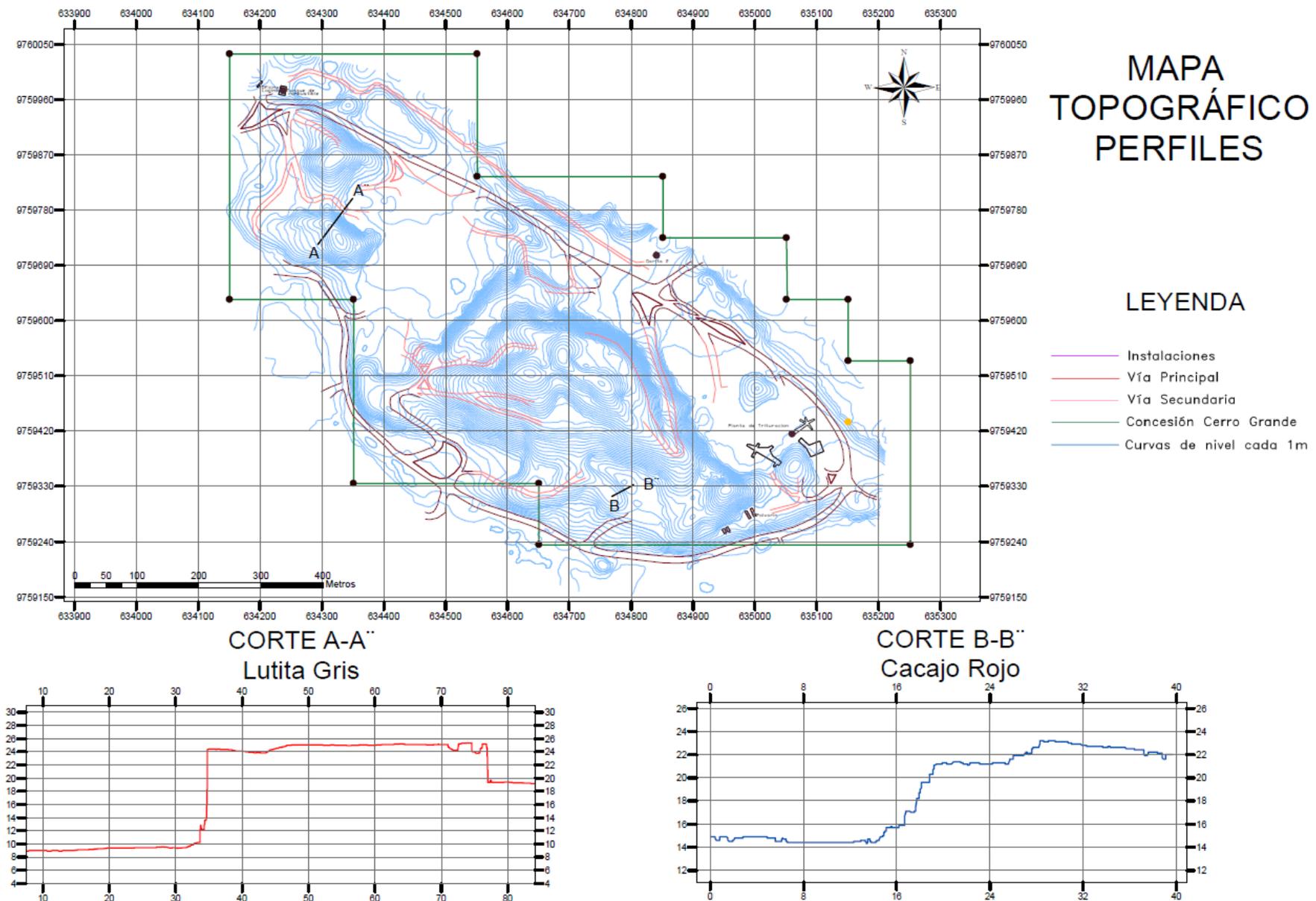
**Tabla 3.3** Parámetros de explotación del cascajo.

Descripción de parámetros de Explotación	
	Cascajo
Profundidad de Cantera	22 m
Altura de Bancos	4-12 m
Ángulo de Bancos	66°
Ancho Plataforma de Trabajo	22 m
Berma de Seguridad	2 m
Ancho de Vías	8 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)



**Figura 3.5** Parámetros de Explotación Actual del Cascajo.  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)



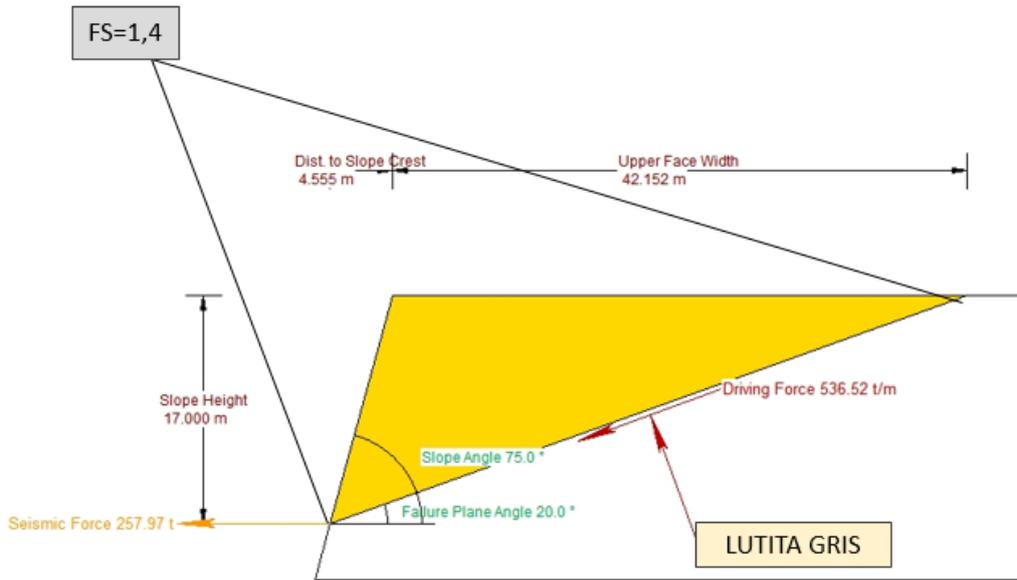
**Figura 3.6** Mapa Topográfico Perfiles.  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.1 Estabilidad de taludes

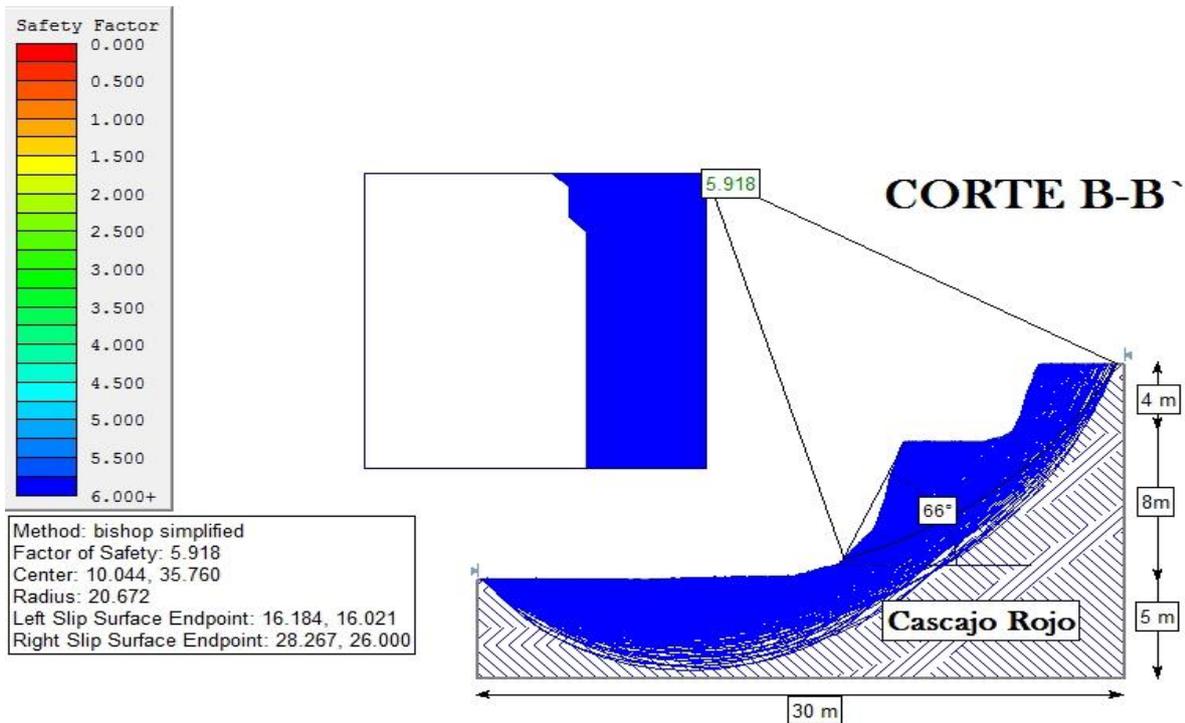
Se entiende por estabilidad de taludes a la seguridad que presenta una ladera contra el movimiento o deslizamiento, por tal razón se procedió a realizar el análisis de los bancos del diseño actual con el objetivo de verificar su estado.

En la **figura 3.7** se presenta el análisis de estabilidad de taludes de Lutita gris mediante el Método Bishop Simplified con base en los parámetros cohesión (245 Mpa) y ángulo de fricción (30°), perfil que se realizó en las estaciones geomecánicas y además, donde los bancos alcanzan la mayor altura e inclinación por ser la situación crítica, además, en estos puntos se logra visualizar el comportamiento del cambio litológico del lugar.

**En la figura 3.8** se presenta el análisis del talud de cascajo rojo mediante el Método Bishop Simplified con base en los de parámetros cohesión (180.99 Mpa) y ángulo de fricción (12.14°), en función a las características y parámetros del material establecidas anteriormente en **acápite 1.4.5**.



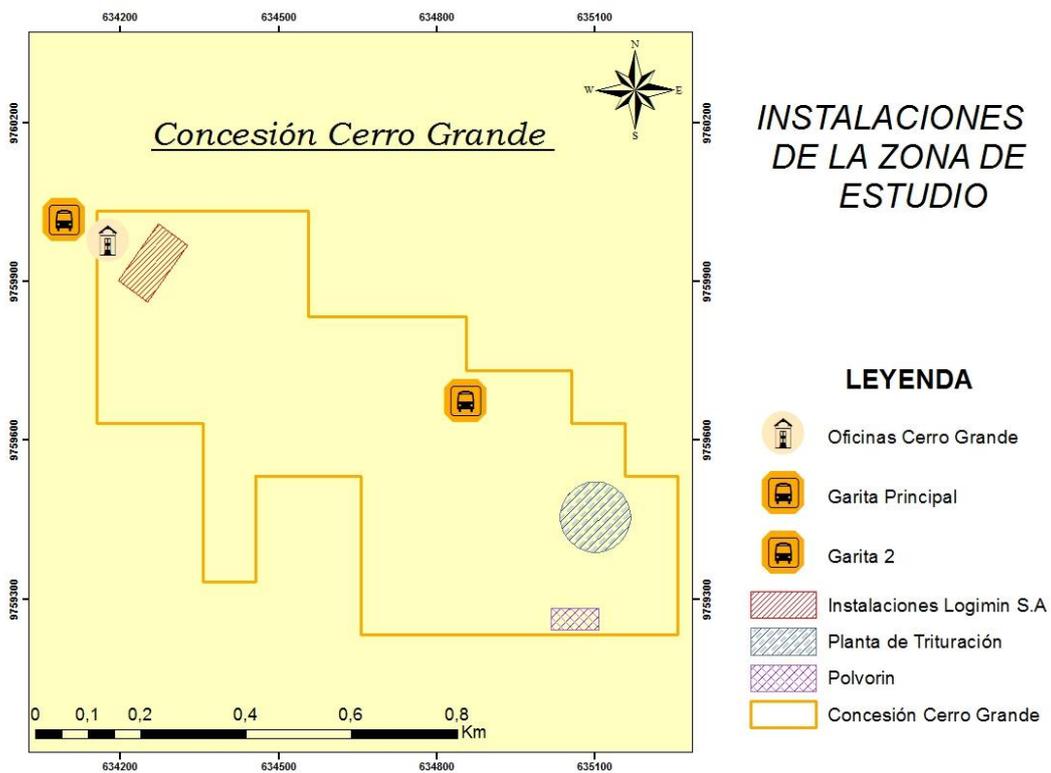
**Figura 3.7** Análisis de Estabilidad Corte A-A'  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)



**Figura 3.8** Análisis de Estabilidad Corte B-B'  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.2 Infraestructura Cantera Cerro Grande

La Cantera Cerro Grande tiene distribuida su infraestructura superficial como se muestra la **figura 3.9**. Las estructuras más relevantes son las garitas, las instalaciones de la compañía Logimin S.A, la planta de trituración, el polvorín y las oficinas de Cerro Grande **figura 3.10**.



**Figura 3.9** Infraestructura Cantera Cerro Grande  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.3.1.2.1 Instalaciones Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A

La edificación de la compañía Cerro Grande se encuentra ubicada al Norte-Este de la cantera, contando con adecuadas instalaciones administrativas que aseguran el confort del personal que laboran en el área minera **figura 3.10**.



**Figura 3.10** Instalaciones Sociedad en Predios Rústicos  
Cerro Grande S.A  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.2.2 Instalaciones Logimin S.A

La empresa que actualmente realiza la explotación de los tres materiales es la compañía Logimin S.A, quien forma parte del grupo Mamut Andino S.A, cuenta con un área designada para las oficinas, taller mecánico, parqueadero de maquinaria, además un área destinada para el almacenamiento de combustible **tabla3.4**.

**Tabla 3.4** Instalaciones de la Compañía Logimin S.A  
**Oficinas Logimin S.A** **Almacenamiento de Combustible**





Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.2.3 Planta de trituración

Dentro de la Cantera Cerro Grande se encuentra operando la empresa Hevia García Hevigarsa S.A, la cual cuenta con un área designada para la operación de una planta de trituración, la misma que es abastecida con el material proveniente de las voladuras **figura 3.11**. El ciclo de trituración del mineral está compuesto por trituración primaria, trituración secundaria y clasificación granulométrica, obteniéndose los siguientes productos: piedra # 4, piedra  $\frac{3}{4}$ ", piedra  $\frac{3}{8}$ ", arena y base para la construcción.



**Figura 3.11** Planta de trituración de empresa Hevia García Hevigarsa S.A.

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.3.1.2.4 Polvorín

Para la operación, la compañía Logimin S.A requiere de la utilización de un polvorín que sirve para el almacenamiento de la sustancia explosiva, autorizado por el Comando Conjunto de las Fuerzas Armadas, el cual cumple con todas las especificaciones técnicas y parámetros de seguridad vigentes para el funcionamiento **tabla 3.5**.

El polvorín se encuentra lejos de los frentes de explotación e instalaciones de la cantera, esto es con la finalidad de minimizar los posibles riesgos en caso de una emergencia, además, la sustancia explosiva se encuentra dividida en función al tipo de explosivo en distintos contenedores.

**Tabla 3.5** Polvorín de la compañía Logimin S.A

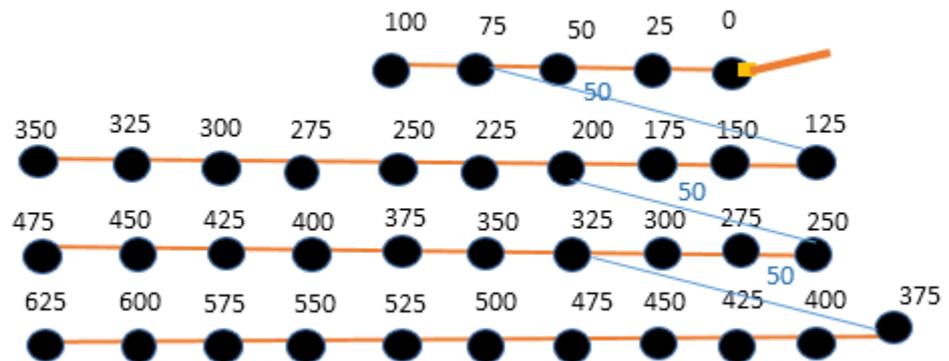




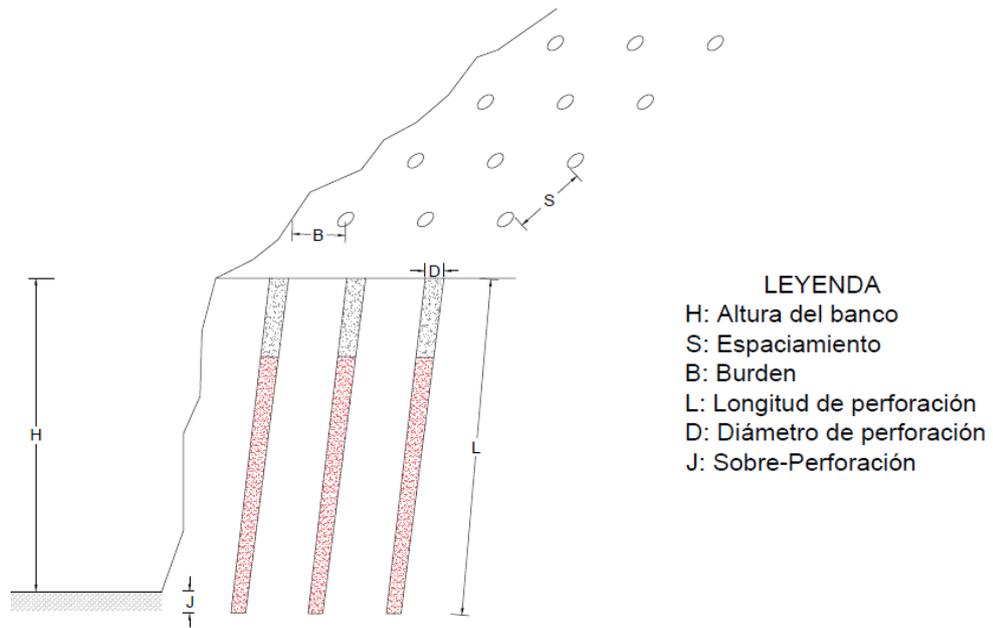
Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.3 Perforación y Voladura

La explotación de la Cantera Cerro Grande se realiza mediante un banqueo descendente, esto permite la perforación en banco con la cual se garantiza una cara libre para la salida y proyección del material volado **figura 3.12 y 3.13**.



**Figura 3.12** Malla de Perforación  
Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)



**Figura 3.13** Geometría de perforación  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.3.1 Geometría de perforación

Este proceso es una etapa muy importante en el procedimiento para obtención del mineral, dentro de la Cantera Cerro Grande se realiza con una perforadora Atlas-Copco, equipo que efectúa la perforación mediante el principio de roto percusión, el cual se basa en la combinación de la percusión y rotación. La percusión ocurre por los impactos producidos por el golpe del pistón que produce ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo), mientras que el principio de rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se promuevan sobre la roca en distintas posiciones.

**Tabla 3.6** Parámetros de Perforación

<b>PARÁMETROS DE PERFORACIÓN</b>	
<b>Burden</b>	4 m
<b>Espaciamiento</b>	4 m
<b>Diámetro de perforación</b>	4 pulg
<b>N.º de Filas</b>	4
<b>N.º de Huecos</b>	36
<b>Inclinación de barrenos</b>	10 °
<b>Retacado</b>	3 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.3.2 Componentes del Barreno

En la voladura del frente de explotación se requiere que la fragmentación del macizo rocoso sea lo más eficiente posible, logrando esto mediante la liberación de la energía química contenida en un explosivo, cabe recalcar que esta energía debe superar la resistencia a tracción y cizallamiento de la roca.

**Tabla 3.7** Registro de Accesorios de Voladura de Logimin S.A

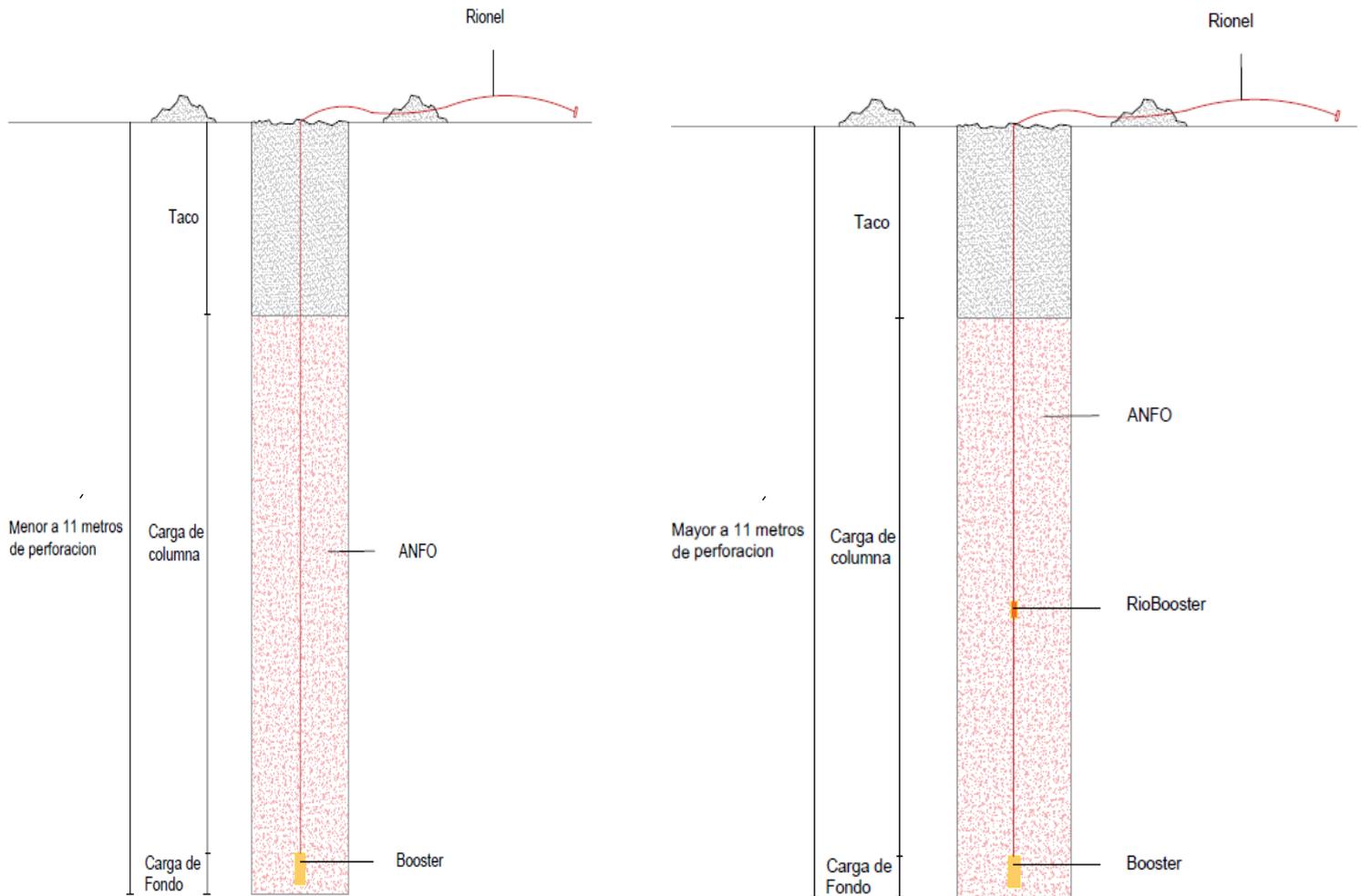
<b>Anfo</b>	<b>Marca</b>	<b>Características</b>
<b>Anfo</b>	Explocen	
<b>Emulsión Empaquetada 720</b>	Famesa	(4" x 16") (3" x 16")
<b>Boosters</b>	Explocen	1 lb. (450 g.)
<b>Riobooster</b>	Maxan-Fanexa	1/2 lb. (225 g.)
<b>Cordón Detonante</b>	Maxan	5g
<b>Mecha Lenta</b>	Maxan	
<b>Fulminante común N°8</b>	Maxan	
<b>Detonador Tecnel N.º 9</b>	Maxan	
<b>Rionel TW</b>	Maxan	500/25 DE 12 MTS 500/25 DE 15 MTS 500/25 DE 20 MTS

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

La distribución del explosivo dentro de la columna es fundamental para lograr una adecuada fragmentación, además de ser un factor influyente en el costo

total de la voladura. Según el diseño actual de la Cantera Cerro Grande, la sustancia explosiva dentro de los barrenos tiene la siguiente distribución **figura 3.14:**

- A. Carga de Fondo:** Booster (Pentolita) de 225 gr y 450 gr es ocupado dependiendo de la longitud de la perforación, es una carga explosiva que sirve para completar el trabajo de iniciación de la carguío de fondo y crear zonas de alta liberación de energía a lo largo de dicha columna.
- B. Carga de Columna:** El anfo pesado se recomienda en proporciones dependientes a la profundidad de la perforación y en caso de presencia de agua se utiliza emulsión empaquetada (4 x 16") o (3 x 16").
- C. Retacado:** Es la fracción superior de la columna explosiva, compuesta por relleno de detritus proveniente de la perforación con la finalidad de retener los gases producto de la explosión y así evitar la liberación de estos por la boca del taladro, logrando la adecuada fragmentación de la roca.



**Figura 3.14** Columna de sustancia explosiva  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.4 Maquinaria y Equipos

En la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A, la Compañía Logimin S.A es la contratada para realizar las actividades de Perforación, Voladura y Carguío de los materiales, además de la realización de trabajo de relleno de las zonas explotadas para posteriormente realizar la lotización de terrenos.

**Tabla 3.8** Maquinaria utilizada en Cantera

DESCRIPCIÓN	MÁQUINA		
	FABRICANTE	MODELO	SERIE
TRACTOR D-8	CATERPILLAR	D8	KPZ 04113
EXCAVADORA 240	VOLVO	EC240BLC	15273
EXCAVADORA 330	VOLVO	EC 330 BLC	10335
EXCAVADORA 240	VOLVO	EC240BLC	40075
EXCAVADORA 210	VOLVO	EC 210 BLC	72573
PERFORADORA	ATLAS-COPCO	ECM-660	Y009321BA
TANQUERO	MACK		
CAMIONETA	MAZDA		

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

**Buldócer o Tractor:** Marca Caterpillar, es un equipo de arranque y acarreo utilizado para el adecuamiento de las plazoletas de trabajo de las excavadoras, limpieza del área previa a la perforación y acopio de materiales entre otras, posee una capacidad de arranque de 39.42 ton **tabla3.9.**

**Tabla 3.9** Tractor D-8 Caterpillar



## Tractor D-8 Caterpillar

Peso de funcionamiento	39.42 ton
------------------------	-----------

Depósito de combustible	163.64 gal
-------------------------	------------

Ancho	3.3 m
-------	-------

Longitud	4.6 m
----------	-------

Alto	3.5 m
------	-------

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

**Excavadora:** La empresa actualmente cuenta con modelos EC210BLC (tabla 3.11), EC240BLC (tabla 3.10), EC330BLC (tabla 3.12) de marca Volvo son empleados para el carguío de los distintos materiales: Lutita, cascajo rojo y cascajo amarillo, los cuales se comercializan dentro de la cantera.

**Tabla 3.10** Excavadora EC240BLC Volvo



## Excavadora EC240BLC Volvo

<b>Fuerza de arranque</b>	156.9 kN
<b>Depósito de combustible</b>	124.12 gal
<b>Capacidad de cazo</b>	1.45 m <sup>3</sup>
<b>Ancho</b>	3.1 m
<b>Longitud</b>	10.2 m
<b>Altura</b>	3.2 m

### Rangos de Excavación

<b>Alcance de excavación máxima</b>	10.3 m
<b>Altura de corte máxima</b>	9.7 m
<b>Profundidad de excavación máxima</b>	6.7 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

**Tabla 3.11** Excavadora EC210BLC Volvo



# Excavadora EC210BLC Volvo

<b>Fuerza de arranque</b>	130.4 kN
<b>Depósito de combustible</b>	92 gal
<b>Capacidad de cazo</b>	1.25 m <sup>3</sup>
<b>Ancho</b>	3.1 m
<b>Longitud</b>	9.7 m
<b>Altura</b>	3.1 m

## Rangos de Excavación

<b>Alcance de excavación máxima</b>	9.9 m
<b>Altura de corte máxima</b>	9.4 m
<b>Profundidad de excavación máxima</b>	6.5 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Tabla 3.12 Excavadora EC330BLC Volvo



## Excavadora EC330BLC Volvo

Fuerza de arranque	130.4 kN
Depósito de combustible	163.8 gal
Capacidad de cazo	1.9 m <sup>3</sup>
Ancho	3.1 m
Longitud	11.2 m
Altura	3.7 m

### Rangos de Excavación

Alcance de excavación máxima	10.5 m
Altura de corte máxima	10.1 m
Profundidad de excavación máxima	6.5 m

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

**Perforadora:** Marca Atlas-Copco **tabla 3.13**, de sistema rotopercutivo montada sobre orugas con martillo en cabeza, con varillas de 3.5 metros de longitud, permite perforar taladros entre 3 y 13.5 metros de longitud.

**Tabla 3.13** Perforadora ECM-660 Atlas Copco



## **Perforadora ECM-660 Atlas Copco**

<b>Potencia de impacto</b>	21 kW
<b>Depósito de combustible</b>	105 gal
<b>Ancho</b>	2.47 m
<b>Longitud</b>	9.98 m
<b>Alto</b>	2.87 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

**Tanquero:** Marca Mack **tabla 3.14**, tiene la función de riego constante en las vías de la cantera con la finalidad de mitigar las emisiones de polvo y material particulado al ambiente.

**Tabla 3.14** Tanquero Mack RD688S



## Tanquero

### Mack

<b>Modelo</b>	RD688S
<b>Capacidad de tanquero</b>	5000 l
<b>Ancho</b>	2.47 m
<b>Longitud</b>	9.98 m
<b>Alto</b>	2.87 m

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.3.1.4.1 Rendimiento de la Maquinaria

El rendimiento de la maquinaria en minería representa la cantidad de trabajo producido bajo las circunstancias de labor dentro de cantera, el principal parámetro que rige en la maquinaria son los ciclos de trabajo, por tal motivo se realizó la toma de tiempos de operación de las excavadoras que actualmente funcionan dentro de la cantera.

##### 3.3.1.4.1.1 Cálculo de rendimiento de la Excavadora Volvo EC330BLC

Para el cálculo del rendimiento de las excavadoras se procedió a realizar la toma de tiempo durante el ciclo de trabajo por varios días.

**Tabla 3.15** Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC330BLC Actual

<b>Consumo de Equipos</b>			
<b>Tiempos de Carguío</b>	<b>Metros cúbicos</b>		
4:10:07	2455,67		
<b># de Paladas</b>	<b>Time de espera</b>	<b>Índices</b>	
1143	2:09:47	<b>Productividad (m<sup>3</sup>/h)</b>	238,41
<b>T de adecuamiento</b>	<b>Tiempo de Almuerzo</b>	<b>Consumo (gal/m<sup>3</sup>)</b>	0,032
1:06:13	1:00:00	<b>Eficiencia</b>	43,16
<b>Jornada Laboral</b>	<b>Hora Máquina</b>	<b>Coefficiente de Utilización</b>	72.76%
11:00:00	11:30:00		
<b>T de traslado</b>			
0:50:00			

<b>Consumo de Equipos</b>			
<b>Tiempos de Carguío</b>	<b>Metros cúbicos</b>		
2:16:38	1241,12		
<b># de Paladas</b>	<b>Time de espera</b>	<b>Índices</b>	
607	1:07:35	<b>Productividad (m<sup>3</sup>/h)</b>	120,50
<b>T de adecuamiento</b>	<b>Tiempo de Almuerzo</b>	<b>Consumo (gal/m<sup>3</sup>)</b>	0,04
0:32:28	1:00:00	<b>Eficiencia</b>	30.47
<b>Jornada Laboral</b>	<b>Hora Máquina</b>	<b>Coefficiente de Utilización</b>	82.18%
11:00:00	7:25:00		
<b>T de traslado</b>			
0:50:00			

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.3.1.4.1.2 Cálculo de rendimiento de la Excavadora Volvo EC240BLC

**Tabla 3.16** Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC240BLC Actual

Consumo de Equipos			
Tiempos de Carguío	Metros cúbicos		
4:52:30	1480,84		
Numero de Paladas	Tiempos de espera	Índices	
1162	1:22:17	Productividad (m <sup>3</sup> /h)	143,7
T de adecuamiento	Tiempo de Almuerzo	Consumo (gal/m <sup>3</sup> )	0,03
2:24:13	1:00:00	Eficiencia	69,71
Jornada Laboral	Hora Máquina	Coeficiente de Utilización	79,96
11:00:00	11:20:00		
T de traslado			
0:50:00			

Consumo de Equipos			
Tiempos de Carguío	Metros cúbicos		
4:13:27	2191		
Numero de Paladas	Tiempos de espera	Índices	
1338	0:45:32	Productividad (m <sup>3</sup> /h)	212,71
T de adecuamiento	Tiempo de Almuerzo	Consumo (gal/m <sup>3</sup> )	0,01
0:53:13	1:00:00	Eficiencia	68,84
Jornada Laboral	Hora Máquina	Coeficiente de Utilización	85,53
11:00:00	0:00:00		
T de traslado			
0:50:00			

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

La **tabla 3.15 y 3.16** representan los resultados obtenidos durante el día de mayor y menor productividad respectivamente, sin embargo, se debe tener cuenta que los tiempos totales se presentaran en **Anexo E**.

### **3.4. Parámetros Ambientales**

En el artículo 26 de la ley de Minería, se estipula que los titulares de derechos mineros, previamente a la iniciación de las actividades requieren de manera obligatoria los actos administrativos previos otorgados por SENAGUA, MAE Y INPAC, además dentro del EIA se deberá elaborar y presentar el plan de manejo ambiental para prevenir, mitigar, controlar y reparar los impactos ambientales y sociales derivados de sus actividades, estudios o documentos que deberán ser aprobados por la Autoridad Ambiental competente, con el otorgamiento de la respectiva Licencia Ambiental. ( Ley orgánica reformatoria a la ley de minería, a la ley reformatoria para la equidad tributaria en el ecuador y a la ley orgánica de régimen tributario interno, 2015)

Las actividades mineras previo a la obtención de la respectiva autorización administrativa ambiental, requieren de la presentación de garantías económicas determinadas en la normativa minero ambiental aplicable. Los titulares de derechos mineros están obligados a presentar, al año de haberse emitido la Licencia Ambiental, una auditoría ambiental de cumplimiento que permita a la entidad de control monitorear, vigilar y verificar el cumplimiento de los planes de manejo ambiental y normativa ambiental aplicable. Posterior a esto, las Auditorías Ambientales de Cumplimiento serán presentadas cada dos años, sin perjuicio de ello, las garantías ambientales deberán mantenerse vigentes cada año. ( Ley orgánica reformatoria a la ley de minería, a la ley reformatoria para la equidad tributaria en el ecuador y a la ley orgánica de régimen tributario interno, 2015)

Dentro de la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A se realiza un control de las posibles afectaciones ambientales, mediante una caracterización ambiental que abarca la descripción del medio físico, medio biótico, aspectos

socioeconómicos y culturales de la población que habita aledaña a las actividades mineras.

#### **3.4.1.1 Medio Físico**

Para la adecuada evaluación de impactos ambientales en un proyecto minero, se debe prestar atención a las variables ambientales relevantes de los medios: a) Físico (agua, aire, suelo y clima); b) Biótico (flora, fauna y sus hábitats); c) Sociocultural (arqueología, organización socioeconómica, entre otros).

##### **3.4.1.1.1 Calidad del Aire**

En las operaciones mineras a cielo abierto, la calidad del aire es uno de los mayores impactos ambientales, debido a que se generan emisiones de gases de combustión y material particulado procedente de los procesos de perforación, voladura, trituración, carguío y transporte, por tal motivo es muy importante implementar planes de prevención, control y mitigación para mantener la calidad de aire en el rango permisible de material particulado, regulada por la ley ambiental.

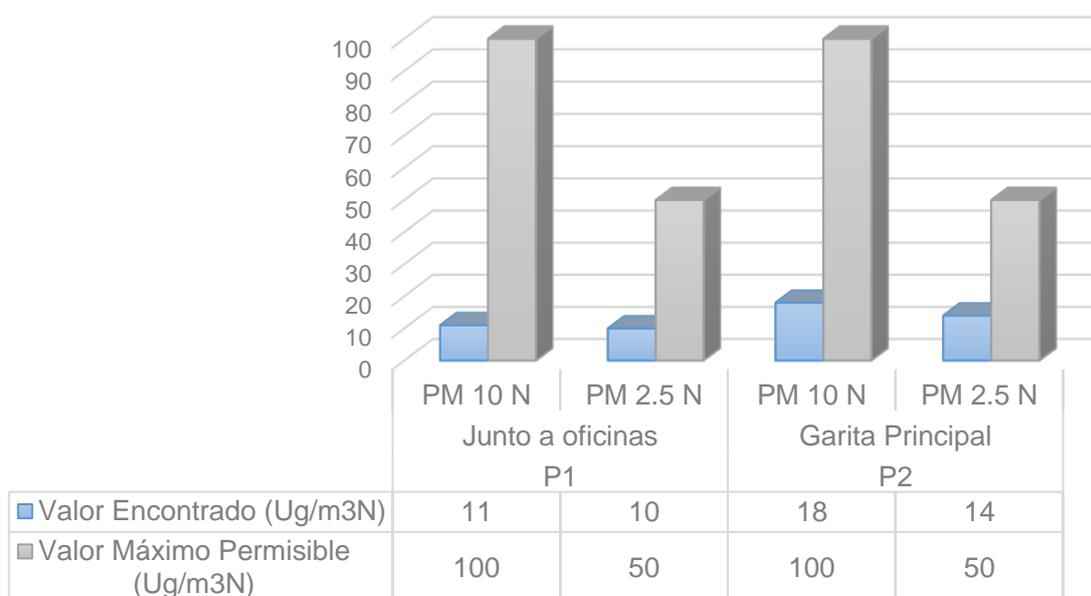
En lo referente a la Cantera Cerro Grande, se ha realizado la evaluación de la calidad del aire siguiendo la Normativa ambiental vigente de la Reforma al Acuerdo Ministerial del Libro VI, Anexo 4 del Texto Unificado de Legislación Secundaria del Ministerio del Ambiente (TULSMA) **figura 3.15**, de la norma de calidad del aire ambiente o nivel de inmisión, con el objetivo de determinar la cantidad de material particulado del aire, entendiéndose como material particulado a la cantidad de material sólido o líquido en forma de partículas, con excepción del agua no combinada, presente en la atmósfera en

condiciones normales, en la que se ha realizado medición del PM2,5 (material particulado cuyo diámetro aerodinámico es menor a 2,5 micrones) y PM10 (material particulado de diámetro aerodinámico menor a 10 micrones). (Norma de Calidad del Aire Ambiente (TULSMA) Libro VI Anexo 4, 2015)

**Tabla 3.17** Resultados de Calidad de Aire de la Auditoria del 2017

Punto	Ubicación / Coordenada	Parámetro	Valor encontrado Ug/m3N	Valor máximo permisible Ug/m3N	Evaluación
P1	Junto a oficinas 634162E- 9760016N ±3	PM 10 N	11	100	Cumple
		PM 2.5 N	10	50	Cumple
P2	Garita Principal 634005E- 975999N ±3	PM 10 N	18	100	Cumple
		PM 2.5 N	14	50	Cumple

**Fuente:** (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)



**Figura 3.15** Resultados de Calidad de Aire  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Como se puede apreciar en la **tabla 3.17**, los valores obtenidos en los puntos de control no supera el valor máximo permisible comparados con la **Tabla 1** (Concentraciones de contaminantes comunes que definen los niveles de alerta, de alarma y de emergencia en la calidad del aire) de la Reforma al Acuerdo Ministerial Nro. 061 que reforma el Libro VI del Texto Unificado de Legislación Secundaria del Ministerio del Ambiente (TULSMA), los límites máximos permisibles se los compara con los anexos del acuerdo ministerial 97A.

Además, es importante recalcar que estos valores fueron tomados de la auditoría ambiental de la empresa del periodo 2015-2017 y el monitoreo fue durante 24 horas establecidos por la Legislación Ambiental.

#### 3.4.1.1.2 Nivel de ruido

Las mediciones de nivel de ruido que se han realizado en la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A, se basan en los lineamientos de monitoreo de ruido establecidos en el Acuerdos Ministerial Nro. 061 en lo referente a límites permisibles, niveles de ruido ambiente para fuentes fijas, móviles y vibración, en donde se tomaron 5 puntos de muestreo alrededor de la cantera, cuyos resultados obtenidos se aprecian en la siguiente tabla:

**Tabla 3.18** Resultados de Nivel de Ruido de la Auditoria del 2017

Puntos	Incert. ±dB, k=2	VALORES PROMEDIOS ENCONTRADOS					
		RUIDO TOTAL			RUIDO RESIDUAL		
		LAeq,tp dBA	LCeq,tp dBA	LAeq,tp dBA Imp	LAeq,rp dBA	LCeq,rp dBA	LAeq,rp Dba
<b>P1. Frente a Oficina</b> 634164 E- 9760018 N ± 3	±3.5	55.27	71.34	57.65	50.41	60.64	55.54
<b>P2. Garita Principal</b> 634003 E- 9760011 N ± 3	±2.3	73.00	84.96	75.12	65.32	70.76	73.11

<b>P3. Casa de Guardia</b> 633924 E- 9759848 N ± 3	±3.5	61.63	76.05	62.69	53.55	57.29	59.56
<b>P4. Garita 2</b> 634839 E- 9759699 N ± 3	±3.5	47.86	67.60	51.01	43.59	60.28	45.42
<b>P5. Área de Taller de Mantenimiento</b> 634218 E- 9759989 N ± 3	±1.8	58.75	80.73	59.49	54.34	79.74	55.76

**Fuente:** (S.A, Auditoría Ambiental de Cumplimiento Período 2015-2017, 2017)

En la **tabla 3.18** podemos visualizar los valores obtenidos en los puntos de control siguiendo la normativa ambiental, los cuales fueron comparados con la **Tabla 1** (Niveles máximos de ruido permisibles según uso del suelo) de la Reforma al Acuerdo Ministerial del Libro VI, Anexo 4 del Texto Unificado de Legislación Secundaria del Ministerio del Ambiente (TULSMA), donde el valor máximo fue 84.95 dBA (Garita Principal), quedando sobre el Límite Máximo Permisible, debido a que se encuentra cerca de la vía principal donde existen aglomeraciones de vehículos y el ruido residual de la vía Durán-Yaguachi es alto, ya que conforme nos acercamos a la vía los niveles de polvo, gases y ruido se van incrementado.

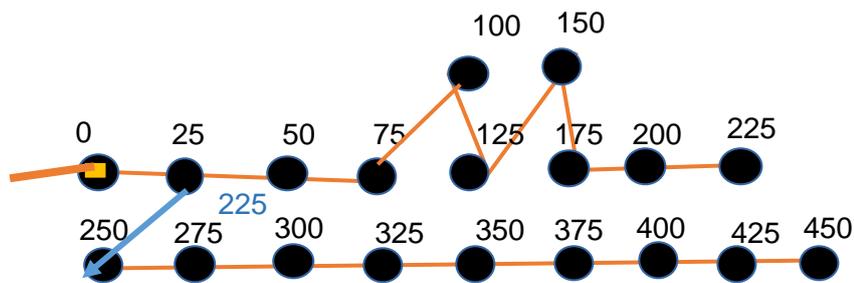
#### **3.4.1.2 Indicadores ambientales**

En la Sociedad en Predios Rústicos Cerro Grande S.A se realiza un control de las vibraciones y nivel de ruido en cada voladura que realiza la compañía Logimin S.A, monitoreos que nos han permitido analizar en qué medida disminuyen los niveles de ruido y vibración con el rediseño de la malla de perforación y voladura comparado con los datos históricos de la cantera.

**Tabla 3.19** Monitoreo de voladura realizada en zona de estudio

VOLADURA NE-32					
<b>Fecha</b>	24/05/2018		<b>Hora</b>	17:00	
<b>Burden</b>	<b>Espaciamiento</b>	<b>Diámetro</b>	<b>Taco</b>	<b>Nº Filas</b>	<b>Huecos</b>
4	4	4	3	2	21
<b>Volumen (m³)</b>	<b>Volumen (Tn)</b>	<b>Metros de Perforación</b>		<b>Consumo Específico</b>	
3200	7680	229.8		0.32 kg/m³	0.133kg/tn

**Malla de Perforación**

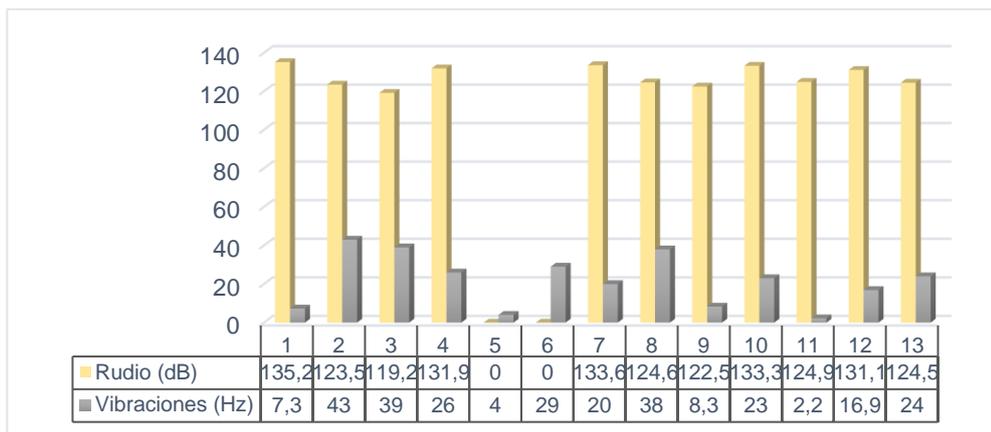


**Monitoreo de Vibraciones y Ruido**

<b>Coordenada de voladura</b>	634948 E / 9759928 N	<b>Coord. de Monitoreo</b>	634663 E / 9760230 N	<b>Dist. De Monitoreo</b>	415 m
<b>Vibraciones</b>	124 dBL		<b>Ruido</b>	2.2Hz	

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Se realizó un análisis de los datos referentes a niveles de ruido y vibraciones arrojados por las mediciones de las últimas voladuras, las cuales se presentan en el siguiente grafico de barras:



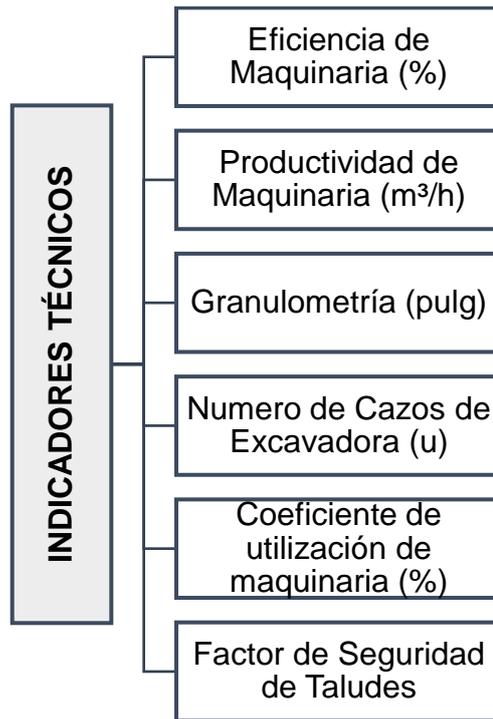
**Figura 3.16** Resultados de Nivel de Ruido y Vibraciones de Voladuras  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

En la **figura 3.16**, se visualiza los valores obtenidos de los monitoreos de vibración y ruido, pudiendo evidenciar que el 80 % de las voladuras presentan niveles de ruido mayor a 120 dB y los niveles de vibraciones un 65 % menores a 30 Hz, los cuales varían dependiendo de factores como la cantidad de sustancia explosiva ocupada para la voladura o la distancia a la cual se realiza el monitoreo, para el caso 5 y 6 los resultados son menores al promedio debido que el monitoreo se encontraba colocado a una distancia mayor a los 300 m.

### 3.5. Optimización del Diseño

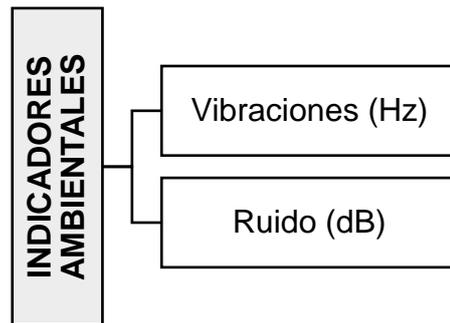
#### 3.5.1. Indicadores de Optimización

La optimización del diseño de explotación se verificará con base en los indicadores propuestos **figura 3.17** técnicos, **figura 3.18** ambientales y **figura 3.19** económicos, los cuales nos permiten realizar un análisis y comparación entre el estado actual de la Cantera Cerro Grande y los resultados que se pueden obtener mediante la aplicación de la propuesta.



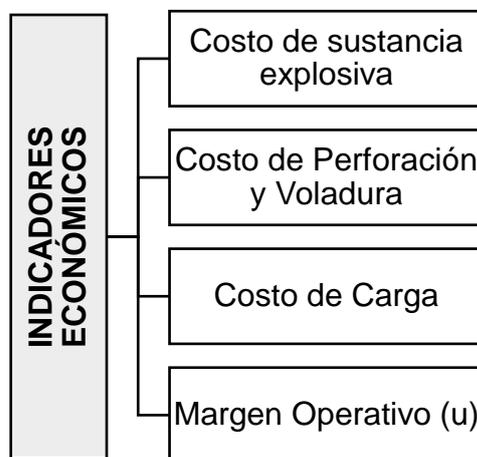
**Figura 3.17** Indicadores técnicos de optimización  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Los indicadores técnicos **figura 3.17** están relacionados con la funcionalidad de la maquinaria que se encuentra operando dentro de la cantera, por tal motivo se realizó el análisis de la productividad diaria de cada una de las excavadoras con la finalidad de observar cuales son los problemas que se están presentando, además, se analizaron las alturas y ángulos del talud de explotación con el propósito de calcular el factor de seguridad y determinar el nivel de riesgo de deslizamiento.



**Figura 3.18** Indicadores ambientales de optimización  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Los indicadores ambientales como ruido y vibraciones **figura 3.18** serán analizados en las voladuras realizadas en la cantera, además se realizó una voladura prueba para ser comparada con voladuras anteriores, con la finalidad de analizar si los niveles de ruido y vibraciones varían.



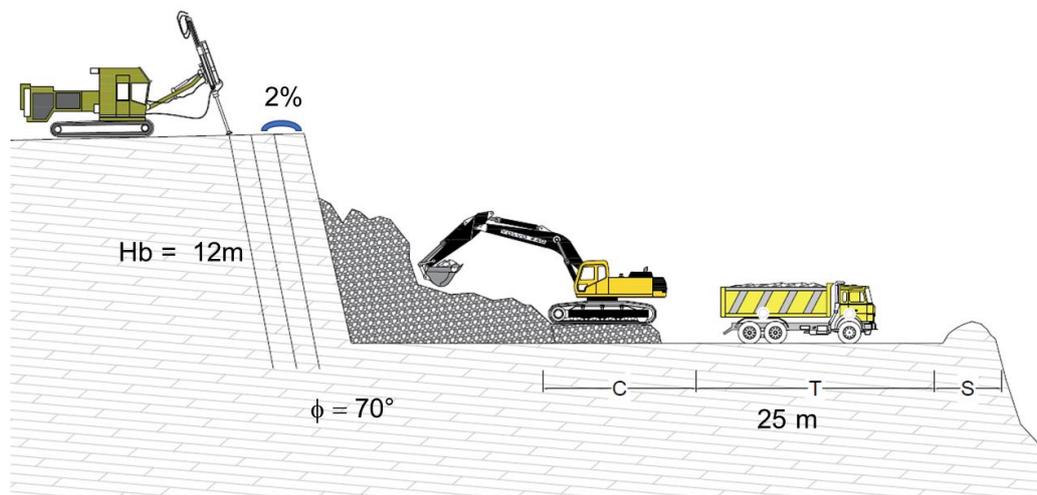
**Figura 3.19** Indicadores económicos de optimización  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Los indicadores económicos nos permiten el preámbulo para analizar el estado actual de la empresa, y de tal manera plantear cambios que conlleven a un mayor ingreso **figura 3.19**. En este proyecto se analizaron cuatro

indicadores económicos que se relacionan a los indicadores técnicos descritos anteriormente, debido a que, si se modifican los indicadores técnicos tales como; malla de perforación, productividad de la maquinaria entre otros, estos logran influir en los económicos.

### 3.5.2. Parámetros de explotación Lutita

Con base en los indicadores de optimización propuestos en el **acápite 3.4**, se propone la modificación de altura de banco, ángulo de talud y ancho de la plataforma de trabajo, parámetros que se visualizan en la **figura 3.20**.



**Figura 3.20** Parámetros de explotación optimizados de lutita

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.5.2.1 Estabilidad de taludes

El factor de seguridad se calculó con base en la relación existente entre las fuerzas que se oponen al deslizamiento de un talud y las fuerzas que favorecen dicho fenómeno, la **fórmula 3.1** toma en cuenta la calidad del macizo rocoso al igual que los parámetros de explotación. El coeficiente de Estabilidad ( $\eta$ ) de un talud se lo calcula a partir de la expresión:

$$\eta = \sqrt[N]{\frac{T+b}{a}} \quad (3.1)$$

Dónde:

$\eta$ : Coeficiente de Estabilidad del talud del banco.

N: Índice que depende de la roca y mecanismo de meteorización.

T: Tiempo de existencia del borde de la cantera, (años).

a, b: Coeficientes dependientes de la consistencia de la roca.

Lo valores de los coeficientes a, b y el índice N, están dados por la **tabla 3.20**, en función a las características del macizo rocoso y los ángulos de trabajo determinados para la cantera.

**Tabla 3.20** Ángulo de talud del borde de la cantera

Características de la Roca	Ángulo de talud del borde, grados								
	10°-30°			30°-60°			> 60°		
	a	B	N	A	B	N	a	b	N
Homogéneas, frágiles sin debilitamiento	1.2	0.9	6	1.17	0.92	5,2	1.15	0.95	4.8
Continuas, poco fracturadas con cohesión, poco frágil	1.15	0.88	5.5	1.08	0.87	4.8	1.1	0.86	4.6
Continuas, fracturadas con ligazón estructural, frágil moderada	1.05	0.8	5.5	1.03	0.82	4.6	1.05	0.8	4.2
Heterogéneas de estructura blocosa con distribución muy irregular de las tensiones en el macizo	1.05	0.8	4.5	1.02	0.75	4.3	1.0	0.7	4.0

**Fuente:** (Sosa H ; Kashpar L; Dolgushin V, 1989)

$$\eta = \sqrt[4.6]{\frac{5 + 0,82}{1,03}}$$

$$\eta = 1,45$$

El coeficiente de estabilidad  $\eta$  representa un valor para el talud de lutita, el cual debe ser mayor a 1.45 para considerarse un talud seguro, este factor es determinado en función a las propiedades de la roca y tiempo de vida de la cantera.

### 3.5.2.2 Profundidad de la cantera

La profundidad máxima de la explotación de un depósito a cielo abierto está definido por factores geotécnicos, económicos entre otros, siendo este último el más influyente, ya que marca la rentabilidad de la profundización de la explotación.

En el caso de la Cantera Cerro Grande, ya se ha definido que el límite de cota de la explotación será de 4 m.n.s.m, debido a que una vez acaba la explotación de la cantera se prevé utilizar esta área para suelo de uso industrial.

$$H_c = \text{Cota Superior} - \text{Cota Inferior} \quad (3.2)$$

$$H_c = 56.5 \text{ m} - 4 \text{ m}$$

$$H_c = 52.5 \text{ m}$$

### 3.5.2.3 Coeficiente de Protodyakonov

Este coeficiente clasifica a la roca con base al parámetro “f” denominado coeficiente de resistencia, este parámetro para la USC de la lutita,

equivalente a 431.35 kg/cm<sup>2</sup>, el valor de f es aproximadamente la centésima parte.

$$f = \frac{R_{cop}}{100} \quad (3.3)$$

Donde:

f: Coeficiente de Protodyakonov.

R<sub>cop</sub>: Resistencia a la Compresión= 431.35 (kg/cm<sup>2</sup>).

$$f = \frac{431.35 \text{ kg/cm}^2}{100}$$

$$f = 4.31 \text{ kg/cm}^2$$

### 3.5.2.4 Ángulo de talud de los bancos

Se define como el ángulo que forma el talud del banco con el pie del banco (plano horizontal), el cual ha sido determinado en función a la calidad del macizo rocoso con la siguiente fórmula:

$$\phi = \text{arctg}(f) \quad (3.4)$$

Donde:

Φ: Ángulo del talud.

f: Coeficiente de Protodyakonov.

$$\phi = \text{arctg}(4.31)$$

$$\phi = 76.93^\circ$$

Para las rocas que se consideran dentro del grupo de baja dureza es aconsejable utilizar ángulos de trabajo entre 60° y 80°, esto es con la

finalidad de asegurar altos índices de seguridad. Para nuestro caso de análisis en particular se recomienda un ángulo de 70°, valor que garantiza la estabilidad de los taludes. Los ángulos de receso (bordes) son los bancos que contribuyan al cierre de mina, se pueden determinar con la ayuda de las **tablas 3.20 y 3.21** que relaciona el coeficiente de Protodyakonov y la profundidad de explotación de la Cantera Cerro Grande, resultando recomendable utilizar ángulos entre 43 ° y 50 °.

**Tabla 3.21** Ángulo de talud en función a profundidad de cantera y coeficiente de Protodyakonov

Coeficiente de Protodyakonov (f)	Profundidad de la cantera (m)			
	Hasta 90	180	240	> 300
<b>15 – 20</b>	60 - 68°	57 - 65°	53 - 60°	48 - 54°
<b>08 – 14</b>	50 - 60°	48 - 57°	45 - 53°	42 - 48°
<b>03 – 07</b>	43 - 50°	41 - 48°	39 - 45°	36 - 43°
<b>01 – 02</b>	30 - 43°	28 - 41°	26 - 39°	24 - 36°

**Fuente:** (Sosa H ; Kashpar L; Dolgushin V, 1989)

### 3.5.2.5 Altura de banco

Al realizar la extracción del material Lutita, la altura de banco es calculada con base en la longitud de perforación máxima que tiene la máquina de perforación de la empresa, siendo esta de 16 metros.

Se analizó el factor de seguridad variando la altura de los bancos, logrando un factor de seguridad mayor a una altura de 12 m, además de obtener una mayor eficiencia en cuanto a la productividad de la maquinaria.

### 3.5.2.6 Número de Bancos

El número de banco se lo determinó en función a la siguiente relación:

$$N_b = \frac{H_c}{H_b} \quad (3.5)$$

Dónde:

$N_b$ : Número de bancos.

$H_c$ : Profundidad de la cantera (m).

$H_b$ : Altura del banco (m).

$$N_b = \frac{52.5}{12}$$

$$N_b = 4,3 \cong 4$$

### 3.5.2.7 Ancho de la plataforma de trabajo

En las operaciones mineras a cielo abierto, las plataformas de trabajo permiten el desarrollo normal de las actividades de extracción, debido que su amplitud es la suma de los espacios necesarios para el movimiento de las maquinarias; excavadora, volquetas, tanquero de agua, camioneta de supervisión u otro equipo que se encuentre en la plataforma de trabajo.

$$B_{pt} = A + C + T + B \quad (3.6)$$

Donde:

B: Berma de seguridad (m).

T: Ancho de la vía (m).

C: Espacio de maniobra de la excavadora (m).

A: Ancho de la pila de material (m).

### 3.5.2.7.1.1 Berma de seguridad

Se utilizan como áreas de protección para retener el desprendimiento de rocas y a la vez incrementar la estabilidad del borde de la cantera y se calcula en función a la altura del banco (12 m) utilizando la siguiente expresión:

$$B = 0.2 H_b + 4.5 > 10 \text{ m} \quad (3.7)$$

Donde:

B: Ancho de la berma (m).

H<sub>b</sub>: Altura de banco

$$B = 0.2 (12 \text{ m}) + 4.5$$

$$B = 6.5 \text{ m}$$

### 3.5.2.7.1.2 Ancho de Vía

El ancho de la vía está en función de la maquinaria de transporte de mayor envergadura que va a transitar por ella, debido a que es necesario garantizar la adecuada circulación, se puede estimar de la siguiente manera (López Jimeno C., Bustillo M., 1997):

$$T = a*(0.5 + 1.5*n) \quad (3.8)$$

Donde:

T: Ancho de la vía (m).

a: Ancho del vehículo de mayor dimensión (Volqueta = 3.1m).

n: Número de carriles= 2

$$T = 3.1*(0.5 + 1.5*2)$$

$$T = 10.85 \text{ m} \cong 11\text{m}$$

### 3.5.2.7.1.3 Espacio de maniobra para la excavadora

Este espacio se calcula en función al ancho de la excavadora, con la siguiente expresión;

$$C = 1.5 A_e \quad (3.9)$$

Donde:

C: Espacio de maniobra de la excavadora (m).

A<sub>e</sub>: Ancho de la excavadora Volvo EC330BLC = 3.1 m

$$C = 1.5 * 3.1$$

$$C = 4.65 \text{ m}$$

Al reemplazar los anteriores valores en la **ecuación 3.10** se obtiene:

$$B_{pt} = A + C + T + B \quad (3.10)$$

$$B_{pt} = 6.5 \text{ m} + 11 \text{ m} + 4.65 \text{ m} + 2.8$$

$$B_{pt} = 24.95 \text{ m} \cong 25 \text{ m}$$

### 3.5.2.8 Ángulo del talud del borde de la cantera en trabajo

Para determinar este parámetro se usa la fórmula:

$$\theta = \arctg \frac{h}{h \cot(\alpha) + B_{pt}} \quad (3.11)$$

Donde:

$\theta$ : Ángulo del borde de la cantera en trabajo.

h: Altura del banco= 12 m

$\alpha$ : Ángulo de talud del banco= 70°

B<sub>pt</sub>: Ancho de la plataforma de trabajo= 25m

$$\theta = \arctg \frac{12}{10 \cot(70) + 25}$$

$$\theta = 12.25^\circ$$

### 3.5.2.9 Ángulo del talud del borde de la cantera en receso o definitivo

Este valor se lo calcula con la fórmula:

$$\beta = \arctg \frac{h_c}{(n_{receso} \times h \times \tan(\phi)) + (X \times N_{br})} \quad (3.12)$$

Donde:

hc: Profundidad límite de la cantera= 52.4 m

n<sub>receso</sub>: Número de bermas en receso= 2

h: Altura del banco en trabajo= 12 m

φ: Ángulo del talud del banco en receso= 60°

X: Ancho de la berma de resguardo= 6.50 m.

N<sub>br</sub>: Número de bancos en receso= 4

Reemplazando estos valores en la ecuación se tiene:

$$\beta = \arctg \frac{52.4}{(2 \times 10 \times \tan(60)) + (6.5 \times 5)}$$
$$\beta = 37.97^\circ$$

### 3.5.3. Perforación y Voladura

#### 3.5.3.1 Rediseño de Malla de Perforación

##### 3.5.3.1.1 Diámetro del barreno

El diámetro de perforación para el diseño de la malla se basa en las especificaciones de la empresa Logimin S.A, debido a que poseen un diámetro de perforación definido. Las condiciones bajo las que se realiza la perforación son:

- Tipo de roca: Lutita gris
- Densidad de la roca: 2.4 gr/cm<sup>3</sup>
- Tipo de Perforadora: Atlas-Copco, de sistema rotopercutivo, de oruga con martillo en cabeza, con varillas de 3.5 metros de longitud, realizando

perforaciones desde 3 a 13.5 m y diámetro más adecuado de perforación es 4" =102 mm.

La alternativa propuesta para la optimización de las voladuras se basa en la implementación de una cámara de vacío, que se encuentra en el mercado con el nombre de Taponex.

#### 3.5.3.1.2 Taponex

El taponex es un accesorio de plástico con un diseño particular que permite crear cámaras de aire en el barreno **figura 3.21**, su exclusivo diseño permite ser instalado sin necesidad de aire comprimido ni gases, su forma es auto soportante. (INTEC, 2000)



**Figura 3.21** Taponex  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.5.3.1.3 Burden o Piedra (B)

Es la distancia de separación que existe entre filas de barrenos que se perfora para una misma voladura. Este valor se mantiene sin variaciones

debido a estudios previos realizados por la empresa Logimin S.A. con base en las características del material.

#### **3.5.3.1.4 Espaciamiento (S)**

Es la distancia de separación que existe entre los barrenos de una misma fila. Este valor lo tomaremos en función al diámetro de perforación siguiendo la metodología de López Jimeno:

$$D = S \quad (3.13)$$

$$4 \text{ pul} = 4 \text{ m}$$

#### **3.5.3.1.5 Sobreperforación (J)**

Se define como el aumento de la longitud de la perforación requerida para asegurar el mantenimiento del nivel de trabajo.

$$J = (0.2 \text{ a } 0.5) * B \quad (3.14)$$

Dónde:

J: Sobreperforación (m).

B: Burden = 3 m

$$J = 0.3 * 4.0 \text{ m}$$

$$J = 1.2 \text{ m}$$

#### **3.5.3.1.6 Longitud de Perforación (Lb)**

Este valor está directamente relacionado con la altura del banco e inclinación del barreno, esperando que la cara del banco permanezca con una inclinación aproximada al diseño de la cantera. La fórmula para determinar este parámetro es la siguiente

$$L_b = \frac{H_b + J}{\text{sen}(\omega)} \quad (3.15)$$

Dónde:

$L_b$ : Longitud del barreno (m).

$H_b$ : Altura del banco = 12 m

J: Sobreperforación = 1.2 m

$\omega$ : Ángulo de inclinación del barreno respecto a la horizontal =  $80^\circ$

$$L_b = \frac{12 \text{ m} + 1.2 \text{ m}}{\text{sen}(80^\circ)}$$

$$L_b = 13.4 \text{ m}$$

### 3.5.3.1.7 Longitud de Retacado ( $L_t$ )

Es la zona inerte del barreno cuya finalidad es impedir la salida de los gases para que la onda expansiva sea eficaz.

$$L_t = (20.30) * D \quad (3.16)$$

Dónde:

$L_t$ : Longitud de retacado (m).

D: Diámetro del barreno de perforación = 0.102 m

$$L_t = 30 * 0.102$$

$$L_t = 3.06 \text{ (m)}$$

Tomaremos el valor de 3.0 m como longitud de retacado.

### 3.5.3.1.8 Longitud de la carga ( $L_c$ )

Corresponde a la porción del barreno cargada de sustancia explosiva, en este caso Anfo, con la finalidad de fragmentar la roca.

$$L_c = L_b - L_t - L_x \quad (3.17)$$

Dónde:

L<sub>c</sub>: Longitud de carga (m).

L<sub>b</sub>: Longitud del barreno= 13.4 m

L<sub>t</sub>: Longitud de retacado= 3.06 m

L<sub>x</sub>: Longitud de taponex= 3.06 m

$$L_c = 13.4 \text{ m} - 3.06 \text{ m} - 1 \text{ m}$$

$$L_c = 9.34 \text{ (m)}$$

### 3.5.3.1.9 Cantidad de explosivo por metro de barreno (C<sub>Expl</sub>)

La cantidad de explosivo se determina mediante la siguiente ecuación:

$$C_{\text{Expl}} = 0.5065 * d_{\text{Expl}} * d^2; \text{ (kg/m)} \quad (3.18)$$

Dónde:

d<sub>Expl</sub>: Densidad del explosivo (Anfo) = 0,8

d: Diámetro de la cala= 4 plg

$$C_{\text{Expl}} = 0.5065 * 0.88 * (4)^2$$

$$C_{\text{Expl}} = 0.5065 * d_{\text{Expl}} * d^2$$

$$C_{\text{Expl}} = 6.48 \text{ kg/m}$$

### 3.5.3.1.10 Cantidad de explosivos por barreno (C<sub>b</sub>)

Para calcular la cantidad de explosivo por barreno utilizamos la siguiente expresión:

$$C_b = L_c * C_{\text{Expl}}; \text{ (kg/barreno)} \quad (3.19)$$

Dónde:

C<sub>b</sub>: Cantidad de explosivo por barreno.

L<sub>c</sub>: Longitud de carga = 9.34 m

$C_{\text{Expl}}$ : Cantidad de explosivo por metro de barreno = 6.48 kg/m

$$C_b = 9.34 \text{ m} * 6.48 \text{ kg/m}$$

$$C_b = 60.55 \text{ kg/barreno}$$

### 3.5.3.1.11 Volumen de lutita volada por barreno ( $V_R$ )

Para estimar el volumen de lutita volada utilizamos la siguiente expresión:

$$V_R = B * e * L_b \quad (3.20)$$

Dónde:

B: Burden = 4 m

e: Espaciamiento= 4 m

$L_b$ : Longitud de perforación= 13.40 m

$$V_R = 4 \text{ m} * 4 \text{ m} * 13.40 \text{ m}$$

$$V_R = 214.4 \text{ m}^3$$

### 3.5.3.1.12 Perforación Específica ( $P_{\text{específica}}$ )

Se define como la relación del volumen de lutita volada por cada metro de barreno perforado.

$$P_{\text{específica}} = \frac{V_R}{L_b} \frac{\text{m}^3}{\text{m}} \text{ Barreno perforado} \quad (3.21)$$

$$P_{\text{específica}} = \frac{214.4}{13.40} \frac{\text{m}^3}{\text{m}} \text{ Barreno perforado}$$

$$P_{\text{específica}} = 16 \frac{\text{m}^3}{\text{m}} \text{ Barreno perforado}$$

### 3.5.3.1.13 Carga Específica o factor de carga ( $C_{Específica}$ )

Es la cantidad de sustancia explosiva para obtener una tonelada de lutita volada.

$$C_{Específica} = \frac{C_b}{Ton_{Barreno}} \left( \frac{kg}{ton} \right) \quad (3.22)$$

$$C_{Específica} = \frac{60.55}{536}$$

$$C_{Específica} = 0.11 \frac{kg}{ton}$$

### 3.5.3.2 Componentes de Barreno

La distribución del explosivo que se plantea dentro de la columna **figura 3.22** es la siguiente:

- D. Carga de Fondo:** Booster (Pentolita) de 225 gr que será en ocupada en dependencia a la longitud de la perforación, en caso de perforación mayores a 11m, se recomienda utilizar otro booster de 225 gr como carguío intermedia del barreno.
- E. Carga de Columna:** Anfo pesado se recomienda en proporciones dependientes a la profundidad de la perforación, además de la colocación del TAPONEX, medida que estará relacionada con la longitud y diámetro de perforación **Anexo F**.
- F. Retacado:** La longitud de retacado será 1/3 de la longitud de perforación, se utiliza como relleno detritus proveniente de la perforación con la finalidad de retener los gases producto de la explosión, logrando la adecuada fragmentación de la lutita.



**Tabla 3.22** Rangos de capacidad máxima de excavadoras

Excavadora	Cazo Actual(m <sup>3</sup> )	Capacidad Máxima (m <sup>3</sup> )
EC240BLC	1,45	1,05-1,57
EC210BLC	1,25	0,82-1,5
EC330BLC	1,9	1,25-2,5

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

En función a la capacidad de los camiones de carga se analizó el comportamiento de los tiempos de carga y el número de cazos para el llenado del volquete.

#### 3.5.4.1.1 Análisis de cazos de excavadora Volvo EC240BLC

En el caso de la excavadora EC240BLC se puede apreciar en la **tabla 3.23** la variabilidad de los tiempos y el número de cazos, al aumentar la capacidad (1.57 m<sup>3</sup>), se logra una disminución del tiempo del ciclo de carguío, en comparación al cazo actual de 1.45 m<sup>3</sup>, análisis realizado para volquetes de 12 m<sup>3</sup> y 16 m<sup>3</sup> de capacidad.

**Tabla 3.23** Análisis de cazo de excavadora Volvo EC240BLC

	Cazo (m <sup>3</sup> )	Volqueta	12 m <sup>3</sup>	
		Paladas (u)	Tiempo (min)	
Excavadora EC240BLC	1,45 (Actual)	8	0:02:40	
	1,05	11	0:03:40	
	1,25	9	0:03:00	
	1,57 (Optimizada)	7	0:02:20	
		Volqueta	16 m <sup>3</sup>	
		Paladas (u)	Tiempo (min)	
		1,45	12	0:04:00
		1,05	15	0:05:00
		1,25	13	0:04:20
		1,57	10	0:03:20

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.4.1.2 Análisis de cazos de excavadora Volvo EC330BLC

De igual manera se aprecia una disminución del tiempo del ciclo de carguío **tabla 3.24**, reemplazando un cazo de 1.9 m<sup>3</sup> por uno de 2.5 m<sup>3</sup>

**Tabla 3.24** Análisis de cazo de excavadora Volvo EC330BLC

	Cazo (m <sup>3</sup> )	Volqueta	12 m <sup>3</sup>	
		Paladas (u)	Tiempo (min)	
Excavadora EC330BLC	1,9 (Actual)	7	0:02:06	
	1,25	10	0:03:00	
	1,57	8	0:02:24	
	2	6	0:01:48	
	2,5(Optimizada)	5	0:01:30	
		Volqueta	16 m <sup>3</sup>	
		Paladas (u)	Tiempo (min)	
		1,9(Actual)	8	0:02:24
		1,25	12	0:03:36
		1,57	10	0:03:00
	2	8	0:02:24	
	2,5 (Optimizada)	7	0:02:06	

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.4.2 Cálculo de rendimiento de la Excavadora Volvo EC330BLC

Anteriormente en el **acápito 3.3 Parámetros Operativos**, se calcularon los rendimientos de la excavadora con los cazos actuales en las **tablas 3.15 y 3.16**, para posteriormente comparar la variabilidad de los ciclos de trabajo y números de cazos con la implementación de un cazo de mayor capacidad para el llenado de los volquetes de 12 y 16 m<sup>3</sup>.

**Tabla 3.25** Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC330BLC Optimizado

<b>Consumo de Equipos</b>			
<b>Tiempos de Carguío</b>	<b>Metros cúbicos</b>		
3:41:30	2455,67		
<b>Numero de Paladas</b>	<b>Tiempos de espera</b>	<b>Índices</b>	
886	2:09:47	<b>Productividad (m<sup>3</sup>/h)</b>	238,41
<b>T de adecuamiento</b>	<b>Tiempo de Almuerzo</b>	<b>Consumo (gal/m<sup>3</sup>)</b>	0,032
1:06:13	1:00:00	<b>Eficiencia (%)</b>	54,89
<b>Jornada Laboral</b>	<b>Hora Máquina</b>	<b>Coeficiente de Utilización (%)</b>	80,34
11:00:00	11:30:00		
<b>T de traslado</b>			
<b>0:00:00</b>			

<b>Consumo de Equipos</b>			
<b>Tiempos de Carguío</b>	<b>Metros cúbicos</b>		
2:09:30	1241,12		
<b>Numero de Paladas</b>	<b>Tiempos de espera</b>	<b>Índices</b>	
518	0:58:29	<b>Productividad (m<sup>3</sup>/h)</b>	120,49
<b>T de adecuamiento</b>	<b>Tiempo de Almuerzo</b>	<b>Consumo (gal/m<sup>3</sup>)</b>	0,04
0:32:28	1:00:00	<b>Eficiencia (%)</b>	63,89
<b>Jornada Laboral</b>	<b>Hora Máquina</b>	<b>Coeficiente de Utilización (%)</b>	91,14
11:00:00	7:25:00		
<b>T de traslado</b>			
<b>0:00:00</b>			

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.4.3 Cálculo de rendimiento de la Excavadora Volvo EC240BLC

**Tabla 3.26** Resultados de rendimiento de Excavadora Volvo EC240BLC Optimizado

Consumo de Equipos			
Tiempos de Carguío	Metros cúbicos		
4:59:12	1480,84		
Numero de Paladas	Tiempos de espera	Índices	
1056	1:06:00	Productividad (m <sup>3</sup> /h)	143,77
T de adecuamiento	Tiempo de Almuerzo	Consumo (gal/m <sup>3</sup> )	0,037
2:24:13	1:00:00	Eficiencia (%)	85,12
Jornada Laboral	Hora Máquina	Coeficiente de Utilización (%)	90,00
11:00:00	11:20:00		
T de traslado			
0:00:00			

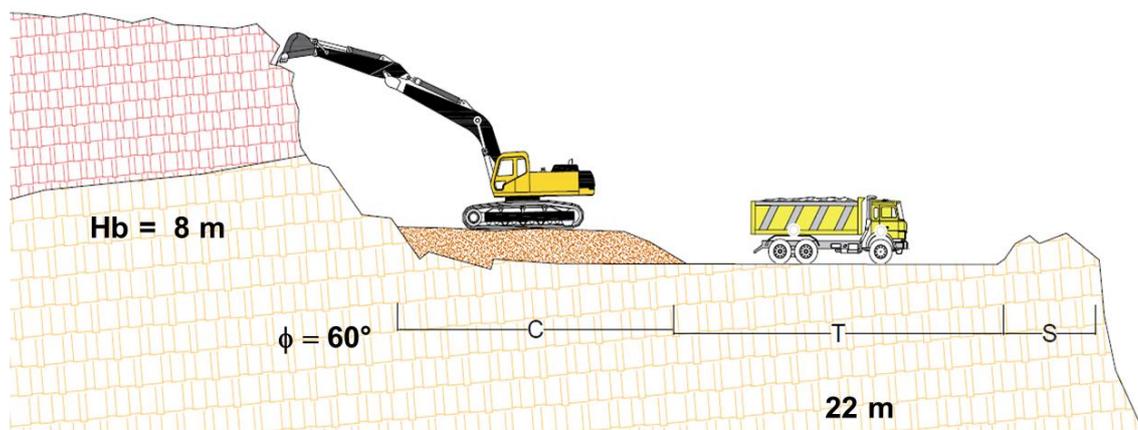
Consumo de Equipos			
Tiempos de Carguío	Metros cúbicos		
4:13:27	2191		
Numero de Paladas	Tiempos de espera	Índices	
1338	0:45:32	Productividad (m <sup>3</sup> /h)	212,71
T de adecuamiento	Tiempo de Almuerzo	Consumo(gal/m <sup>3</sup> )	0
0:53:13	1:00:00	Eficiencia (%)	85,15
Jornada Laboral	Hora Máquina	Coeficiente de Utilización (%)	93,10
11:00:00	0:00:00		
T de traslado			
0:00:00			

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Las **tablas 3.25 y 3.26** representan los resultados obtenidos considerando un caso de mayor capacidad, además de sugerir que la maquinaria se ubique cerca de los frentes de explotación, por tal motivo los índices de eficiencia y utilización aumentaron, en lo referente a la producción de las excavadoras EC240BLC, EC210BLC y EC330BLC la productividad diaria aumentaría en 16%.

### 3.5.5. Parámetros de explotación de cascajo

En función a los indicadores de optimización propuestos en el **acápite 3.4**, se propone la modificación de altura de banco, ángulo de talud y ancho de la plataforma de trabajo, parámetros que se visualizan en la **figura 3.23**.



**Figura 3.23** Parámetros de explotación optimizados de cascajo

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.5.5.1 Estabilidad de taludes

Para el coeficiente de estabilidad se tomaron en cuenta la calidad del macizo rocoso y los parámetros de explotación del cascajo, calculado a partir de la **fórmula 3.1**, donde los valores de los coeficientes a, b y el índice N, están dados por la **tabla 3.20**, en función a las características heterogéneas de la estructura blocosa con distribución muy irregular del macizo rocoso.

$$\eta = \sqrt[4.3]{\frac{5 + 0.75}{1.02}}$$
$$\eta = 1.5$$

### 3.5.5.2 Profundidad de la cantera

En el caso del cascajo se definió la cota más alta dentro de la cantera hasta el límite explotación que será la cota 4 m.s.n.m, calculada a partir de la **fórmula 3.2**:

$$H_c = \text{Cota Superior} - \text{Cota Inferior}$$

$$H_c = 26 \text{ m} - 4 \text{ m}$$

$$H_c = 22 \text{ m}$$

### 3.5.5.3 Coeficiente de Protodyakonov

Determinado a partir de la **fórmula 3.3**, teniendo en consideración el USC del cascajo equivalente a 263.15 kg/cm<sup>2</sup>, el valor de f es aproximadamente la centésima parte, dando:

$$f = \frac{263.15 \text{ kg/cm}^2}{100}$$

$$f = 2.63 \text{ kg/cm}^2$$

### 3.5.5.4 Ángulo de talud de los bancos

Se lo determinó en función a la calidad del macizo rocoso con la **fórmula 3.4**:

$$\phi = \text{arctg} (2.63)$$

$$\phi = 69.18^\circ$$

Para este tipo de lutita meteorizada, es aconsejable utilizar un ángulo menor al calculado debido a que posee relleno (material arcilloso) entre sus fracturas, aumentando la probabilidad de deslizamiento. Para asegurar altos índices de seguridad se opta por un ángulo de 60°, valor que garantiza la estabilidad de los taludes, además, mediante la **tabla 3.20 y 3.21** se

determinaron los ángulos de receso (bordes) son los bancos que contribuyan al cierre de mina, que relaciona el coeficiente de Protodyakonov y la profundidad de explotación de la Cantera Cerro Grande, resultando recomendable utilizar ángulos entre 30 ° y 43°.

#### 3.5.5.5 Altura de los bancos

La altura del banco se calculó con base en los parámetros técnicos de la maquinaria que utiliza la compañía Logimin S.A.

$$H_b = H_{\max} * 0.9 \quad (3.23)$$

Dónde:

$H_b$ : Altura del banco (m).

$H_{\max}$ : Es el alcance máximo del brazo de la excavadora (m).

$$H_b = 9.9 \text{ m} * 0.9$$

$$H_b = 8.91 \text{ m}$$

La altura del banco en este caso estará definida por el alcance máximo de la excavadora, debido a que la explotación de este material se la realiza por arranque mecánico, por lo tanto, se trabaja con bancos de 8 m para asegurar el mejor resultado en relación a productividad y seguridad de la maquinaria y la estabilidad de los taludes.

#### 3.5.5.6 Número de Bancos

El número de banco se lo determina en función a la **fórmula 3.5**:

$$N_b = \frac{22}{8}$$

$$N_b = 2.75 \cong 3$$

### 3.5.5.7 Ancho de la plataforma de trabajo

La plataforma de trabajo permite el desarrollo normal de las actividades de extracción determinada con la **fórmula 3.6**, teniendo en consideración:

#### 3.5.5.7.1.1 Berma de seguridad

Se calcula con base en la altura del banco, utilizando la **fórmula 3.7**:

$$B = 0.2 * (8 \text{ m}) + 2$$

$$B = 3,6 \text{ m}$$

#### 3.5.5.7.1.2 Ancho de Vía

El ancho de la vía está determinado con la **fórmula 3.8** en función de la maquinaria de transporte de la siguiente manera:

$$T = 3.1 * (0.5 + 1.5 * 2)$$

$$T = 10.85 \text{ m} \cong 11 \text{ m}$$

#### 3.5.5.7.1.3 Espacio de maniobra para la excavadora

Este espacio se calcula con la **fórmula 3.9**:

$$C = 1.5 * 3.1$$

$$C = 4.65$$

Al reemplazar los anteriores valores en la **fórmula 3.6** se obtiene:

$$B_{pt} = 3,6 \text{ m} + 11 \text{ m} + 4.65 \text{ m} + 2.8$$

$$B_{pt} = 22,05 \text{ m} \cong 22 \text{ m}$$

### 3.5.5.8 Ángulo del talud del borde de la cantera en trabajo

Para determinar este parámetro se usa la **fórmula 11**:

$$\theta = \operatorname{arctg} \frac{8}{8\cot(60) + 22}$$

$$\theta = 16.72^\circ$$

### 3.5.5.9 Ángulo del talud del borde de la cantera en receso o definitivo

Este valor se lo calcula con la **fórmula 3.12**:

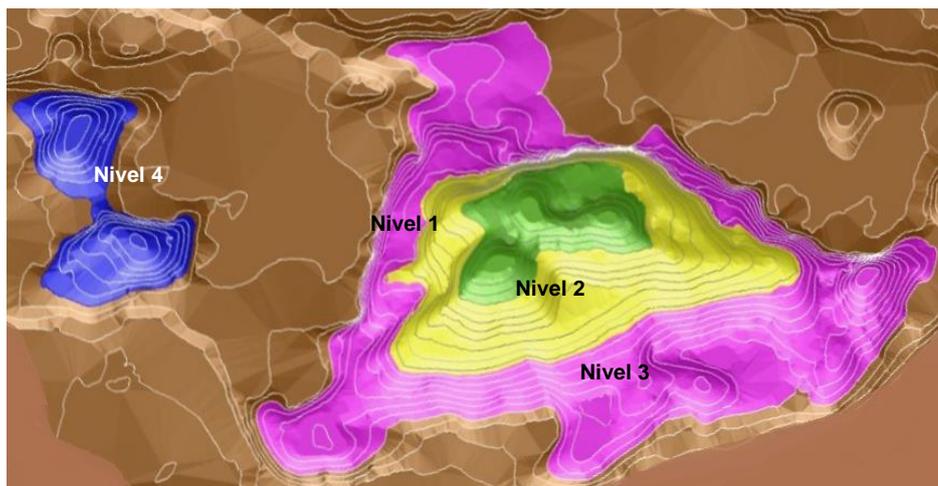
$$\beta = \operatorname{arctg} \frac{22}{(2 \times 8 \times \tan(60)) + (3,6 \times 3)}$$

$$\beta = 29.73^\circ$$

## 3.5.6. Fases de Explotación

Se planificaron las fases de explotación en relación a las labores de desbroce, arranque, perforación y voladura de la cantera para un tiempo de explotación de 6 años de acuerdo con sus reservas estimadas.

Mediante el levantamiento topográfico se realizó el modelamiento tal de la cantera, graficando los parámetros de explotación, en el cual se definieron bancos de 12 metros de altura, tenemos como resultado varios niveles de explotación como se muestra en la **figura 3.24 y 3.25**, tres niveles principales para el sector Norte-Central de la cantera y un nivel en el sector Norte-Oeste, por último un nivel inferior hasta el cierre de la cantera.



**Figura 3.24** Modelamiento de los niveles de Explotación  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)



**Figura 3.25** Niveles de Explotación  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Para la planificación de explotación de la cantera, se calcularon los volúmenes totales de material a explotar para las fases planteadas dando como resultado:

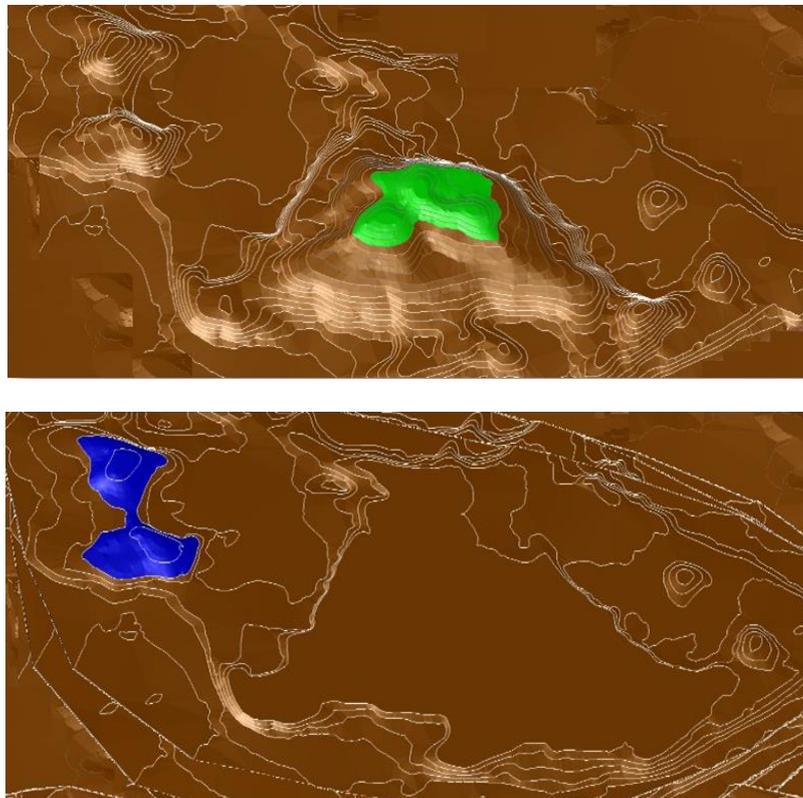
**Tabla 3.27** Niveles de Explotación

NIVELES	Cota Max (msnm)	Cota Min (msnm)	Volumen (m <sup>3</sup> )
1	56	42	53,470.49
2	42	27	538,910.70
3	27	14	1273,409.06
NW	24	12	87,749.16
4	14	4	3112,850.29

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Para el **Nivel 1 figura 3.26**, el volumen total de extracción es de 53,470.49 m<sup>3</sup>, el cual se arranca por medio de voladura, ya que está compuesto por lutita poco meteorizada.

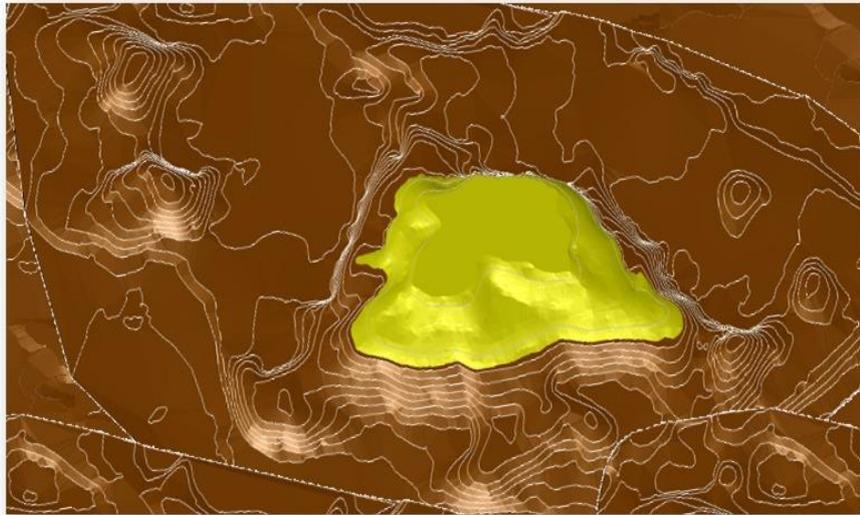
Simultáneamente con el Nivel 1 se explotará el **sector NW figura 3.26**, que cuenta con un volumen total de 87,749 m<sup>3</sup>, constituido por cascajo rojo acumulado en la parte superior, que por su baja resistencia se arranca mecánicamente. Una vez retirado el cascajo se procede a extraer la Lutita, teniendo como cota promedio final 12 m.s.n.m.



**Figura 3.26** Ubicación Niveles 1 y NW  
**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

El tiempo de extracción del material volado será de 1 mes para el nivel 1, y de 2 meses para el nivel NW aproximadamente tomando en cuenta la demanda del material.

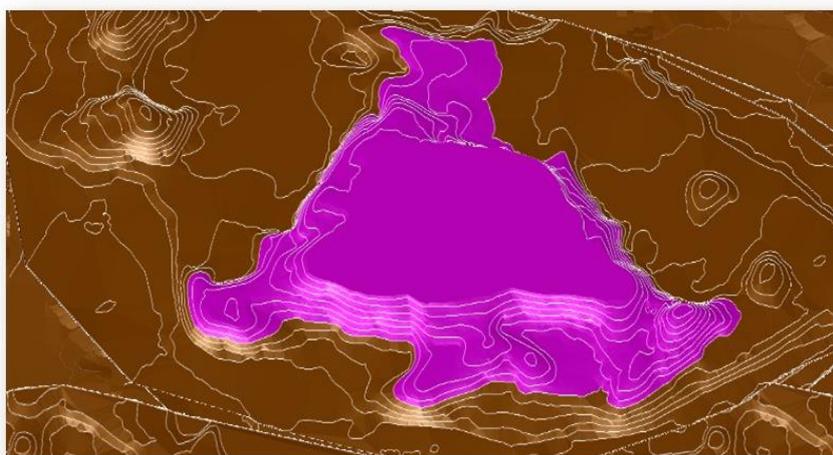
Para el **nivel 2 figura 3.27** se debe llegar hasta una cota promedio final de 27 m.s.n.m, en la cual se realizarán voladuras de aproximadamente 5000 m<sup>3</sup>, dependiendo de la demanda de material. Las reservas totales de explotación son de aproximadamente 538,910 m<sup>3</sup> con un total de 8 meses para su extracción.



**Figura 3.27** Ubicación Nivel 2

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

La explotación del **Nivel 3 figura 3.28** finaliza en la cota 14 m.s.n.m como se había explicado anteriormente, el arranque será realizado mediante perforación y voladura en la zona norte, mientras que en la zona sur con presencia de cascajos, el arranque será mecánico. Se han estimado 1'273,409 m<sup>3</sup> de reservas que deben ser extraídas en 1.7 años.



**Figura 3.28** Ubicación Nivel 3

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Para el **nivel 4** la cota final de explotación es 4 m.s.n.m, la cual sería la cota de cierre de la cantera. El tiempo para extraer este material es de 3.8 años con un total de reservas estimadas de 3'112,850 m<sup>3</sup>.

Para este nivel se debe tomar en cuenta la dirección de las voladuras, dejando las caras libres en sentido Sur-Este de la cantera para evitar las proyecciones de rocas hacia instalaciones aledañas.

**Tabla 3.28** Niveles de Explotación

Nivel	Cota Max (msnm)	Cota Min (msnm)	Volumen (m <sup>3</sup> )	Tiempo de extracción
1	56	42	53,470	1 mes
2	42	27	538,910	8 meses
3	27	14	1'273,409	1.7 años
NW	24	12	87,749	2 meses
4	14	4	3'112,850	3.8 años

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7. Análisis Económico

Con base en los datos referente a la empresa Logimin S.A, quien realiza el proceso de perforación, voladura y carguo dentro de la Cantera Cerro Grande, se procedió a estimar los datos de costos en función a proyectos

similares, los puntos analizados han sido costo de carguío, costo de sustancia explosiva, costo por perforación, para finalmente realizar un análisis del margen operativo.

### 3.5.7.1 Inversión fija estimada

Se tomó en cuenta la realización de actividades previo al adecuamiento de la compañía, el equipamiento y maquinaria de la empresa para la realización de los trabajos dentro de cantera.

#### 3.5.7.1.1 Construcción de Infraestructura

Corresponde a los rubros de: Campamento (oficinas, servicios higiénicos y vestidores), taller mecánico, parqueadero y polvorín. Éstos se detallan en la siguiente tabla:

**Tabla 3.29** Construcción de Infraestructura

Infraestructura	Cantidad
Oficina	1
Vestidor	1
Taller Mecánico	1
Dispensador de Combustible	1
Parqueadero	1
Polvorín(contenedores)	4

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.5.7.1.2 Maquinaria y Equipo

**Tabla 3.30** Maquinaria y Equipos

Descripción	Fabricante
Tractor D-8	Caterpillar
Excavadora EC240BLC	Volvo
Excavadora EC330BLC	Volvo
Excavadora EC240BLC	Volvo
Excavadora EC210BLC	Volvo
Perforadora	Atlas-Copco
Tanquero	Mack
Camioneta	Mazda

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7.2 Costo de Operación

#### 3.5.7.2.1 Mano de Obra

Dentro de la Cantera Cerro Grande laboran 12 personas, la distribución de los trabajadores por puesto se muestra en la **tabla 3.31**, el costo de mano de obra representa el 18 % de los costó totales.

**Tabla 3.31** Personal de Logimin S.A

<b>Personal</b>	<b>Cantidad</b>
Ingeniero en Mina	1
Supervisor de Cantera	1
Mecánico	1
Ayudante de Mecánico	1
Perforista	1
Operadores de Maquinaria Pesada	7
Operador de Tanquero	1

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7.3 Análisis Económico del Diseño Actual

#### 3.5.7.3.1 Cálculo de Costo Horario para Excavadoras Actual

En el cálculo del costo horario de las excavadoras se analizó costo de propiedad y operación **tabla 3.32**, valores calculados en función a datos generales de cada maquinaria, además de tener en cuenta horas de funcionalidad de cada equipo, sueldo del operador y la variabilidad de la productividad de cada una de las excavadoras. En el caso de la excavadora EC330BLC se consideró su costo para una productividad de 169 m<sup>3</sup>/h con un cazo de capacidad de 1.9 m<sup>3</sup>.

**Tabla 3.32** Cálculo de costo horario para excavadora EC330BLC Actual

<b>CÀLCULO DE COSTO HORARIO PARA EXCAVADORA EC330BLC ACTUAL</b>				
<b>1</b>	<b>DATOS GENERALES DE MAQUINARIA</b>			
<b>1.1</b>	Modelo	EC330BLC	Volvo	
<b>1.2</b>	Potencia del Motor	265	HP	
<b>1.3</b>	Valor original +IVA(Vo)	300000		
<b>1.4</b>	Condiciones de utilización (Fc)	0,8		
<b>1.5</b>	Valor residual (VR)	120000		
<b>1.6</b>	Vida Útil (VU)=(n)	4	Años	
<b>1.7</b>	Interés anual(i)	14%		
<b>1.8</b>	Seguros e impuestos (s)	2%		
<b>1.9</b>	Horas de trabajo al año	2000	Horas	
<b>1.10</b>	Valor galón combustible diésel (Gd)	1,037	USD	
<b>1.11</b>	Valor Neumáticos (Ne)	orugas		
<b>1.12</b>	Valor Tren de Rodaje (Vtr)	30000	USD	
<b>1.13</b>	Vida Útil tren de rodaje (Vutr)	4000	Horas	
<b>2</b>	<b>COSTOS DE PROPIEDAD</b>			
<b>2.1</b>	Depreciación VD/VU(Horas) $(VD=VO-VR)$	22,5	USD/Horas	
<b>2.2</b>	Interés medio anual (IMA) $VD*(n+1)/2*n$	112500	USD	
<b>2.3</b>	Interés $IMA*i/h.año$	7,87	USD/Horas	
<b>2.4</b>	Seguros $IMA*s/h. año$	1,12	USD/Horas	
<b>2.5</b>	Total costos de propiedad (Tcp) $Tcp=(2.1+2.3+2.4)$	31,5	USD/Horas	
<b>3</b>	<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>			
<b>3.1</b>	Combustible diésel (Cd) $0,04*hp*Gd$	40,28	USD/Horas	
<b>3.2</b>	Lubricantes (CL) $0,33*Cd$	13,29	USD/Horas	
<b>3.3</b>	Filtros $0,2*CI$	2,65	USD/Horas	
<b>3.4</b>	Tren de Rodaje $Vtr/Vutr$	7,5	USD/Horas	
<b>3.5</b>	Mantenimiento $Fc*VD/VU$ (horas)	18	USD/Horas	
<b>3.6</b>	Costo por mano de obra (operador)	SN=700 USD/mes	8,31	USD/Horas
		Fr=1.9		
		160 horas/mes		
<b>3.7</b>	Total costo operación (Tco) $Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4+3.5+3.6)$	90,04	USD/Horas	
<b>4</b>	<b>COSTO PROPIEDAD + COSTO OPERACION</b>	121,54	USD/Horas	
<b>5</b>	<b>COSTO GENERALES</b> <b>10%*(4)</b>	12,15	USD/Horas	
<b>6</b>	<b>COSTO TOTAL HORARIO</b> <b>(4)+(5)</b>	133,69	USD/Horas	

7	<b>COSTO TOTAL HORARIO</b> 180	<b>Prod(m<sup>3</sup>/h)</b>	<b>169</b>	0,79	USD/Horas
---	-----------------------------------	------------------------------	------------	------	-----------

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Para la excavadora EC240BLC se analizó su costo para una productividad de 134 m<sup>3</sup>/h con un cazo de 1.45 m<sup>3</sup>.

**Tabla 3.33** Cálculo de costo horario para excavadora EC240BLC Actual

<b>CÁLCULO DE COSTO HORARIO PARA UNA EXCAVADORA EC240BLC ACTUAL</b>			
<b>1</b>	<b>DATOS GENERALES DE MAQUINARIA</b>		
1.1	Modelo	EC330BLC	Volvo
1.2	Potencia del Motor	180	HP
1.3	Valor original +IVA(Vo)	200000	
1.4	Condiciones de utilización (Fc)	0,8	
1.5	Valor residual (VR)	80000	
1.6	Vida Útil (VU)=(n)	4	Años
1.7	Interés anual(i)	14%	
1.8	Seguros e impuestos (s)	2%	
1.9	Horas de trabajo al año	2000	Horas
1.10	Valor galón combustible diésel (Gd)	1,037	USD
1.11	Valor Neumáticos (Ne)	Orugas	
1.12	Valor Tren de Rodaje (Vtr)	30000	USD
1.13	Vida Útil tren de rodaje (Vutr)	4000	Horas
<b>2</b>	<b>COSTOS DE PROPIEDAD</b>		
2.1	Depreciación VD/VU(Horas) $(VD=VO-VR)$	15	USD/Horas
2.2	Interés medio anual (IMA) $VD*(n+1)/2*n$	75000	USD
2.3	Interés IMA*i/h.año	5,25	USD/Horas
2.4	Seguros IMA*s/h.año	0,75	USD/Horas
2.5	Total costos de propiedad (Tcp) $Tcp=(2.1+2.3+2.4)$	21	USD/Horas
<b>3</b>	<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>		
3.1	Combustible diésel (Cd) $0,04*hp*Gd$	27,36	USD/Horas
3.2	Lubricantes (CL) $0,33*Cd$	9,02	USD/Horas
3.3	Filtros $0,2*Cl$	1,80	USD/Horas
3.4	Tren de Rodaje Vtr/Vutr	7,5	USD/Horas
3.5	Mantenimiento $Fc*VD/VU$ (horas)	12	USD/Horas

3.6	Costo por mano de obra (operador)	SN=700	8,31	USD/Horas
		USD/mes		
		Fr=1.9		
		160 horas/mes		
3.7	Total costo operación (Tco) Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4+3.5+3.6)		66,00	USD/Horas
4	<b>COSTO PROPIEDAD + COSTO OPERACIÓN</b>		87,00	USD/Horas
5	<b>COSTO GENERALES</b> 10%*(4)		8,70	USD/Horas
6	<b>COSTO TOTAL HORARIO</b> (4)+(5)		95,70	USD/Horas
7	<b>COSTO TOTAL HORARIO</b> 180	<b>Prod(m<sup>3</sup>/h)</b> 127	0,753	USD/Horas

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7.3.2 Cálculo de Costo Perforación y voladura

#### 3.5.7.3.2.1 Costo por perforación

En lo referente al costo del proceso de perforación que se lleva a cabo en la Cantera Cerro Grande, se tomó en consideración el costo por m<sup>3</sup> perforado con una perforadora Atlas-Copco y el costo del personal.

**Tabla 3.34 Costo total por perforación**

<b>COSTO TOTAL POR PERFORACIÓN</b>		
Descripción	Unidad	Valor
<b>Costo Metro Cubico Personal</b>	S/m <sup>3</sup>	0,38
<b>Costo m<sup>3</sup> perforado</b>	S/m <sup>3</sup>	0,19

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

#### 3.5.7.3.2.2 Costo por Sustancia Explosiva

Dentro de la Cantera Cerro Grande la compañía Logimin S.A mantiene una malla de perforación de 4 pulgadas de espaciamento y burden, variando únicamente la cantidad de sustancia explosiva, en la **tabla 3.35** se muestra el caso actual de la distribución del explosivo en la columna, notándose que la empresa está ocupando emulsión debido a un almacenamiento antiguo, influyendo esto en un alza del costo de m<sup>3</sup> volado.

**Tabla 3.35** Costo total por Sustancia Explosiva Actual

Voladuras Cerro Grande Actual							
Código	# Huecos	Volumen	Consumo de explosivos y accesorios			Total	Precio \$/m <sup>3</sup>
VOLADURA NCB-64	42	9299		Cantidad	Valor		0,43
			Anfo (kg)	2425	1,03	2497,75	
			Emulsen 720 3/16 (kg)	0	2,96	0	
			Emulsen 720 4/16 (kg)	250	2,88	720	
			Pentolita 450gr (unid)	63	5,45	343,35	
			Pentolita 225gr(unid)		2,88	0	
			Cordón detonante (m)	628	0,25	157	
			Mecha lenta (m)	2	0,25	0,5	
			Fulminantes N° 8(unid)	2	0,23	0,46	
			Detonador N°9 15 (m)			0	
			Fanel 25/500 (unid) 12 m	0	6,05	0	
			Fanel 25/500(unid) 20 m	42	6,85	287,7	
					4006,76		

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7.4 Análisis Económico del Diseño Optimizado

#### 3.5.7.4.1 Cálculo de Costo Horario para Excavadoras Optimizado.

Una vez analizado el costo de carguío actual de la empresa, para poder cuantificar en qué medida se ha logrado optimizar el proceso de carguío, se ha planteado en el apartado anterior el uso de un cazo de mayor capacidad con la finalidad disminuir el número de paladas y tiempos de ciclo, logrando así incrementar la productividad de las excavadoras. En el caso de la excavadora EC330BLC **tabla 3.36**, se analizó un día de trabajo normal de la excavadora con el cazo actual de 1.9 m<sup>3</sup> donde la producción horaria alcanzada es de 169 m<sup>3</sup>/h, sin embargo, con un cazo de 2.5 m<sup>3</sup> la producción se ve aumentada a 214 m<sup>3</sup>/h, es decir, se incrementó la productividad en un

26 % por lo que se espera una disminución de costo de 0.79 \$/m<sup>3</sup> a 0.62\$/m<sup>3</sup>, lo que representa una reducción de un 21%.

**Tabla 3.36** Cálculo de costo horario para excavadora EC330BLC Optimizado

<b>CÁLCULO DE COSTO HORARIO PARA UNA EXCAVADORA EC330BLC OPTIMIZADO</b>				
<b>1</b>	<b>DATOS GENERALES DE MAQUINARIA</b>			
1.1	Modelo	EC330BLC	Volvo	
1.2	Potencia del Motor	265	HP	
1.3	Valor original +IVA(Vo)	300000		
1.4	Condiciones de utilización (Fc)	0,8		
1.5	Valor residual (VR)	120000		
1.6	Vida Útil (VU)=(n)	4	Años	
1.7	Interés anual(i)	14%		
1.8	Seguros e impuestos (s)	2%		
1.9	Horas de trabajo al año	2000	Horas	
1.10	Valor galón combustible diésel (Gd)	1,037	USD	
1.11	Valor Neumáticos (Ne)	orugas		
1.12	Valor Tren de Rodaje (Vtr)	30000	USD	
1.13	Vida Útil tren de rodaje (Vutr)	4000	Horas	
<b>2</b>	<b>COSTOS DE PROPIEDAD</b>			
2.1	Depreciación VR) VD/VU(Horas) (VD=VO-	22,5	USD/Horas	
2.2	Interés medio anual (IMA) VD*(n+1)/2*n	112500	USD	
2.3	Interés IMA*i/h.año	7,87	USD/Horas	
2.4	Seguros IMA*s/h.año	1,1	USD/Horas	
2.5	Total costos de propiedad (Tcp) Tcp=(2.1+2.3+2.4)	31,5	USD/Horas	
<b>3</b>	<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>			
3.1	Combustible diésel (Cd) 0,04*hp*Gd	40,28	USD/Horas	
3.2	Lubricantes (CL) 0,33*Cd	13,2	USD/Horas	
3.3	Filtros 0,2*Cl	2,65	USD/Horas	
3.4	Tren de Rodaje Vtr/Vutr	7,5	USD/Horas	
3.5	Mantenimiento Fc*VD/VU (horas)	18	USD/Horas	
3.6	Costo por mano de obra (operador)	SN=700 USD/mes	8,3	USD/Horas
		Fr=1.9		
		160 horas/mes		
3.7	Total costo operación (Tco) Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4+3.5+3.6)	90,04	USD/Horas	

4	<b>COSTO PROPIEDAD + COSTO OPERACIÓN</b>			121,54	USD/Horas
5	<b>COSTO GENERALES 10%*(4)</b>			12,15	USD/Horas
6	<b>COSTO TOTAL HORARIO (4)+(5)</b>			133,69	USD/Horas
7	<b>COSTO TOTAL HORARIO 180</b>	<b>Prod(m<sup>3</sup>/h)</b>	214	0,6247	USD/Horas

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

De igual manera se sugiere realizar el cambio de cazo de mayor capacidad a la excavadora EC240BLC **tabla 3.37**, con lo que se logra incrementar la productividad de 127 m<sup>3</sup>/h a 134 m<sup>3</sup>/h, por lo que la productividad se ve incrementada en un 5%.

**Tabla 3.37** Cálculo de costo horario para excavadora EC240BLC Optimizado

<b>CÁLCULO DE COSTO HORARIO PARA UNA EXCAVADORA EC240BLC OPTIMIZADO</b>				
<b>1</b>	<b>DATOS GENERALES DE MAQUINARIA</b>			
1.1	Modelo		EC240BLC	Volvo
1.2	Potencia del Motor		180	HP
1.3	Valor original +IVA(Vo)		150000	
1.4	Condiciones de utilización (Fc)		0,8	
1.5	Valor residual (VR)		60000	
1.6	Vida Útil (VU)=(n)		4	Años
1.7	Interés anual(i)		14%	
1.8	Seguros e impuestos (s)		2%	
1.9	Horas de trabajo al año		2000	Horas
1.10	Valor galón combustible diésel (Gd)		1,037	USD
1.11	Valor Neumáticos (Ne)		Orugas	
1.12	Valor Tren de Rodaje (Vtr)		30000	USD
1.13	Vida Útil tren de rodaje (Vutr)		4000	Horas
<b>2</b>	<b>COSTOS DE PROPIEDAD</b>			
2.1	Depreciación VD/VU(Horas)	(VD=VO-VR)	11,25	USD/Horas
2.2	Interés medio anual (IMA) VD*(n+1)/2*n		56250	USD
2.3	Interés IMA*i/h.año		3,93	USD/Horas
2.4	Seguros IMA*s/h.año		0,56	USD/Horas
2.5	Total costos de propiedad (Tcp) Tcp=(2.1+2.3+2.4)		15,75	USD/Horas
<b>3</b>	<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>			
3.1	Combustible diésel (Cd) 0,04*hp*Gd		27,36	USD/Horas

3.2	Lubricantes (CL) 0,33*Cd		9,02	USD/Horas
3.3	Filtros 0,2*Cl		1,80	USD/Horas
3.4	Tren de Rodaje Vtr/Vutr		7,5	USD/Horas
3.5	Mantenimiento Fc*VD/VU (horas)		9	USD/Horas
3.6	Costo por mano de obra (operador)	SN=700 USD/mes	8,31	USD/Horas
		Fr=1.9		
		160 horas/mes		
3.7	Total costo operación (Tco) $Tco=(3.1+3.2+3.3+3.4+3.5+3.6)$		63,00	USD/Horas
4	<b>COSTO PROPIEDAD + COSTO OPERACIÓN</b>		78,75	USD/Horas
5	<b>COSTO GENERALES</b> 10%*(4)		7,875	USD/Horas
6	<b>COSTO TOTAL HORARIO</b> (4)+(5)		86,63	USD/Horas
7	<b>COSTO TOTAL HORARIO</b> 180	<b>Prod(m<sup>3</sup>/h)</b> 134	0,646	USD/Horas

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7.4.2 Cálculo de Costo Perforación y voladura

#### 3.5.7.4.2.1 Costo por Sustancia Explosiva



**Figura 3.29** Implementación del Taponex  
Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Mediante la utilización del taponex la longitud de carga disminuye, por consecuencia se reduce la carga de sustancia explosiva, en este caso se procedió a realizar el rediseño de las voladuras en la Cantera Cerro Grande desde mayo hasta agosto, logrando establecer una comparación, en la cual se evidencia que mediante el uso de taponex **figura 3.29** se lograría una

disminución del 11% del consumo de anfo, un 100% el consumo de emulsión y un 47% el consumo de pentolita. Actualmente la empresa utiliza de 450 gr y en el rediseño se plantea el uso de pentolita de 225 gr ya que la capacidad de explosión es suficiente para lograr una buena fragmentación de la roca.

Se determinó que con la utilización del taponex, y pentolita de 225 gr en la optimización de la malla **tabla 3.38**, se logra disminuir en un 25% el costo de sustancia explosiva.

**Tabla 3.38** Cálculo de costo de sustancia explosiva Optimizado

Voladuras Cerro Grande Optimizada							
Código	# Huecos	Volumen	Consumo de explosivos y accesorios			Total	Precio \$/m3
VOLADURA NCB-64	42	9299		Cantidad	Valor		0,32
			Anfo (kg)	2312,4	1,03	2381,77	
			TAPONEX	42	1	42	
			Emulsen 720 4/16 (kg)	0	2,88	0	
			Pentolita 450gr (unid)	0	5,45	0	
			Pentolita 225gr(unid)	63	2,88	181,44	
			Cordón detonante (m)	628	0,25	157	
			Mecha lenta (m)	2	0,25	0,5	
			Fulminantes N° 8(unid)	2	0,23	0,46	
			Detonador N°9 15 (m)			0	
			Fanel 25/500 (unid) 12 m	0	6,05	0	
Fanel 25/500(unid) 20 m	42	6,85	287,7				
					3050,87		

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

### 3.5.7.5 Resultados Económicos

#### 3.5.7.5.1 Gasto semestral de la empresa Logimin S.A

Para el cálculo de los costos totales se tomaron en consideración, costo de combustible, aceros de perforación, explosivos, mantenimiento, mano de obra, subcontrataciones, depreciación y otros costos **tabla 3.39**, de los cuales mediante la optimización se logró disminuir primero el costo de explosivo en 25 % en comparación con las voladuras que ha venido realizando la empresa.

**Tabla 3.39** Cálculo de gastos semestrales de la empresa

DESCRIPCIÓN	SEMESTRAL	
	REAL(USD)	OPTIMIZADO(USD)
Combustible	76.775	76.775
Aceros de Perforación	5.773	5.773
Explosivos	60.403	43.302
Mantenimientos	86.285	86.285
Mano de Obra	74.047	74.047
Subcontraciones	19.772	19.772
Depreciación	91.607	91.607
Otros costos Indirectos	44.961	44.961
<b>GASTOS TOTAL</b>	<b>459.623</b>	<b>442.522</b>

Fuente: (Guzmán P, Orozco C, 2018)

Sin embargo, al tener en consideración, ingresos, costos variables, costos fijos, depreciación y costos indirectos **tabla 3.40**, se ha conseguido realizar la comparación del costo variable reduciendo el costo de sustancia explosiva logrando disminuir el costo variable de la empresa en un 3%, y aumentando sus ingresos en un 3% debido a una mayor producción de las excavadoras al tener un cazo de mayor capacidad.

Se ha estimado el margen operativo de la empresa, que mide el beneficio obtenido en la actividad realizada por cada dólar facturado, obviamente cuanto mayor sea el margen operativo de la actividad, pues garantiza la pervivencia de la actividad ante variaciones en los volúmenes de ventas, en este caso la optimización del diseño aumento el margen operativo de la empresa en un 8 %.

**Tabla 3.40** Resultados económicos semestrales de la empresa

	<b>REAL</b>	<b>OPTIMIZADO</b>
<b>Ingresos (USD)</b>	694.600	764.130
<b>Costo Variable (USD)</b>	249.010	230.910
<b>Costo Fijo (USD)</b>	74.050	77.050
<b>Depreciación</b>	91.610	91.610
<b>Costo Indirectos (USD)</b>	44.960	44.960
<b>Margen Operativo</b>	33.82%	41.82%

**Fuente:** (Guzmán P, Orozco C, 2018)

# **CAPÍTULO 4**

## **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

## CONCLUSIONES

El método de explotación seleccionando es de cantera mediante banqueo descendente con parámetros operativos de explotación; para la lutita, 70° de ángulo de talud de los bancos, altura de banco de 12 metros, total de 4 bancos y un ancho de plataforma de trabajo de 25 metros. Para el material cascajo se tiene un ángulo de 60° para el talud de los bancos, altura de banco 8 metros, total de 3 bancos, y un ancho de 22 metros para la plataforma de trabajo.

Se estimaron las reservas de la Cantera Cerro Grande mediante el método de perfiles, arrojando 4'723,982 m<sup>3</sup> de Lutita gris; 85,149 m<sup>3</sup> de Cascajo rojo; 140,723 m<sup>3</sup> de Cascajo amarillo

Se planifica explotar la cantera en cinco fases: Las fases I, II, III comprenden 2 años donde se prevé explotar 1 865 799 m<sup>3</sup>, la fase IV le corresponde a 2 meses y se explotan 87 749 m<sup>3</sup> y la fase V se culmina en 4 años en la cual se extraerán 3 112 850 m<sup>3</sup>.

Mediante el ajuste de parámetros en las operaciones se incrementó en un 8% el margen operativo de la empresa Logimin S.A, lo que verifica la optimización del diseño de la Cantera Cerro Grande.

## **RECOMENDACIONES**

Realizar el riego de la superficie del banco donde se va a realizar la voladura, para lograr disminuir la emisión de material particulado.

Supervisar la correcta perforación de los barrenos para disminuir problemas de desviación hacia la cara del talud.

Realizar mantenimientos preventivos a maquinaria para evitar averías y paralizaciones.

Llevar un monitoreo del polvo resultante de las voladuras de mayor volumen y que estén más cercanas a la población, para tener un control ambiental sobre el límite máximo permitido de material particulado.

Efectuar la adecuada medición de los parámetros de perforación para asegurar la calidad de la fragmentación.

# **ANEXOS**

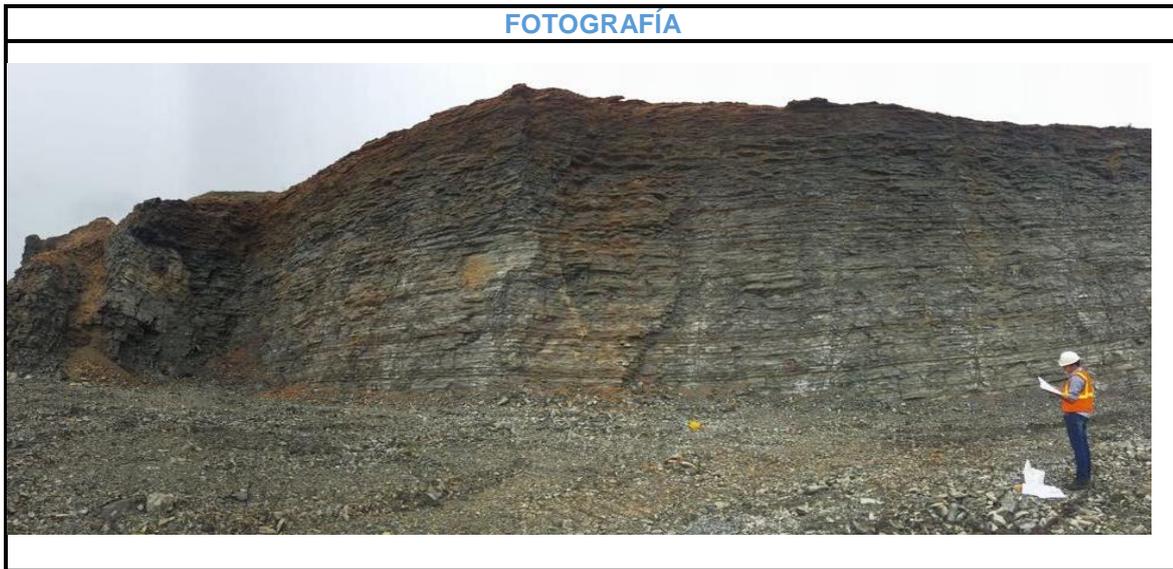
# ANEXO A

## DETERMINACION DEL VALOR DE RMR

### VALORACION DEL MACIZO ROCOSO CLASIFICACION GEOMECANICA DE BIENIAWSKI

<b>PROYECTO:</b> Materia Integradora de Ing. de Minas <b>TEMA:</b> Optimización del Diseño de Explotación de la Cantera "Cerro Grande" <b>LITOLOGIA:</b> Lutitas <b>UBICACIÓN:</b> Duran – Estación 1 (634344.77 – 9759712.10)	<b>FECHA:</b> 30/05/2018 <b>EMPRESA:</b> Logimin S.A <b>AUTORES:</b> PG-CO
---	--

### DETERMINACION DEL VALOR DE RMR (ROCK MASS RATING)



<b>1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carguío Puntual)</b>							<b>43.9 Mpa</b>
<b>Rango de valores</b>	> 250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	< 1
<b>Puntaje</b>	15	12	7	4	2	1	0

<b>2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)</b>					
<b>Rango de valores</b>	90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
<b>Puntaje</b>	20	17	13	8	3

<b>3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES</b>					
<b>Rango de valores</b>	> 2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	< 0,06
<b>Puntaje</b>	20	15	10	8	5

<b>4.- CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES</b>					
<b>Persistencia de las discontinuidades</b>					
<b>Rango de valores</b>	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20
<b>Puntaje</b>	6	4	2	1	0
<b>Separación (apertura)</b>					
<b>Rango de valores</b>	Ninguno	< 0,1	0,1 - 1,0	1 - 5	> 5
<b>Puntaje</b>	6	5	4	1	0

<b>Rugosidad</b>					
Condición	Muy rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente rugosa SR	Lisa L	Superficie pulida SK
Puntaje	6	5	3	1	0
<b>Relleno</b>					
Rango de valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5
Puntaje	6	4	2	2	0
Marque con X el tipo de relleno: <b>Blando:</b> <b>Duro:</b> X      Valoración:					
<b>Meteorización</b>					
Condición	No Meteorizada UW	Ligeramente Meteorizada SW	Moderadamente Meteorizada a MW	Altamente Meteorizada HW	Completamente Meteorizada CW
Puntaje	6	5	3	1	0

<b>5.- CONDICIONES GENERALES DEL AGUA</b>					
Condición	Completamente seca CD	Humedad DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW
Puntaje	15	10	7	4	0

<b>6.- AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES</b>						
Orientaciones del rumbo y buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy desfavorable VU
Puntaje según el tipo de trabajo	Túneles y minas (T)	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones (F)	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60

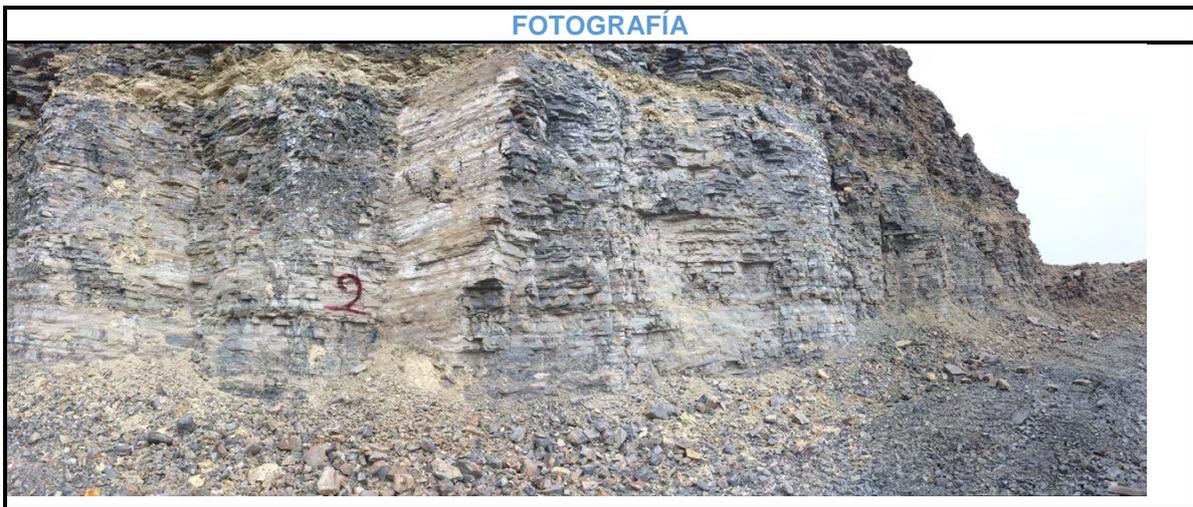
<b>VALOR DE RMR</b>	
<b>RMR Básico</b>	<b>45</b>
<b>RMR Ajustado</b>	<b>40</b>
<b>Cohesión (c)</b>	<b>245</b>
<b>Angulo de fricción interna (°)</b>	<b>29.5</b>

**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO  
CLASIFICACION GEOMECANICA DE BIENIAWSKI**

**PROYECTO:** Materia Integradora de Ing. de Minas  
**TEMA:** Optimización del Diseño de Explotación de la Cantera "Cerro Grande"  
**LITOLOGIA:** Lutitas  
**UBICACIÓN:** Duran – Estación 2 (634452.48, 9759660.08)

**FECHA:** 30/05/2018  
**EMPRESA:** Logimin S.A  
**AUTORES:** PG-CO

**DETERMINACION DEL VALOR DE RMR (ROCK MASS RATING)**



<b>1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carguío Puntual)</b>							<b>40 Mpa</b>
<b>Rango de valores</b>	> 250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	< 1
<b>Puntaje</b>	15	12	7	4	2	1	0

<b>2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)</b>					
<b>Rango de valores</b>	90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
<b>Puntaje</b>	20	17	13	8	3

<b>3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES</b>					
<b>Rango de valores</b>	> 2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	< 0,06
<b>Puntaje</b>	20	15	10	8	5

<b>4.- CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES</b>					
<b>Persistencia de las discontinuidades</b>					
<b>Rango de valores</b>	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20
<b>Puntaje</b>	6	4	2	1	0
<b>Separación (apertura)</b>					
<b>Rango de valores</b>	Ninguno	< 0,1	0,1 - 1,0	1 - 5	> 5
<b>Puntaje</b>	6	5	4	1	0
<b>Rugosidad</b>					
<b>Condición</b>	Muy rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente rugosa SR	Lisa L	Superficie pulida SK

Puntaje	6	5	3	1	0
<b>Relleno</b>					
Rango de valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5
Puntaje	6	4	2	2	0
Marque con X el tipo de relleno: Blando: Duro: X					
<b>Meteorización</b>					
Condición	No Meteorizada UW	Ligeramente Meteorizada SW	Moderadamente Meteorizada MW	Altamente Meteorizada HW	Completamente Meteorizada CW
Puntaje	6	5	3	1	0

5.- CONDICIONES GENERALES DEL AGUA					
Condición	Completamente seca CD	Humedad DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW
Puntaje	15	10	7	4	0

6.- AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
Orientaciones del rumbo y buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy desfavorable VU
Puntaje según el tipo de trabajo	Túneles y minas (T)	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones (F)	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60

VALOR DE RMR	
<b>RMR Básico</b>	<b>46</b>
<b>RMR Ajustado</b>	<b>41</b>
<b>Cohesión (c)</b>	<b>245</b>
<b>Angulo de fricción interna (°)</b>	<b>30</b>

**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO  
CLASIFICACION GEOMECANICA DE BIENIAWSKI**

**PROYECTO:** Materia Integradora de Ing. de Minas  
**TEMA:** Optimización del Diseño de Explotación de la Cantera “Cerro Grande”  
**LITOLOGIA:** Lutitas  
**UBICACIÓN:** Duran – Estación 3 (634489.20, 9759690.90)

**FECHA:** 30/05/2018  
**EMPRESA:** Logimin S.A  
**AUTORES:** PG-CO

**DETERMINACION DEL VALOR DE RMR (ROCK MASS RATING)**



<b>1.- RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (Ensayo de Carguío Puntual)</b>							<b>43.3 Mpa</b>
<b>Rango de valores</b>	> 250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	< 1
<b>Puntaje</b>	15	12	7	4	2	1	0

<b>2.- VALOR DE RQD (Rock Quality Index)</b>					
<b>Rango de valores</b>	90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
<b>Puntaje</b>	20	17	13	8	3

<b>3.- ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES</b>					
<b>Rango de valores</b>	> 2	0,6-2	0,2-0,6	0,06-0,2	< 0,06
<b>Puntaje</b>	20	15	10	8	5

### 3.- CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

#### Persistencia de las discontinuidades

Rango de valores	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20
Puntaje	6	4	2	1	0

#### Separación (apertura)

Rango de valores	Ninguno	< 0,1	0,1 - 1,0	1 - 5	> 5
Puntaje	6	5	4	1	0

#### Rugosidad

Condición	Muy rugosa VR	Rugosa R	Ligeramente rugosa SR	Lisa L	Superficie pulida SK
Puntaje	6	5	3	1	0

#### Relleno

Rango de valores	Ninguno	Duro < 5	Duro > 5	Blando < 5	Blando > 5
Puntaje	6	4	2	2	0

Marque con X el tipo de relleno: Blando: Duro: X

#### Meteorización

Condición	No Meteorizada UW	Ligeramente Meteorizada SW	Moderadamente Meteorizada MW	Altamente Meteorizada HW	Completamente Meteorizada CW
Puntaje	6	5	3	1	0

### 5.- CONDICIONES GENERALES DEL AGUA

Condición	Completamente seca CD	Humedad DM	Mojada WT	Goteo DP	Flujo FW
Puntaje	15	10	7	4	0

### 5.- AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES

Orientaciones del rumbo y buzamiento		Muy Favorable VF	Favorable FV	Regular FR	Desfavorable UF	Muy desfavorable VU
Puntaje según el tipo de trabajo	Túneles y minas (T)	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones (F)	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes (S)	0	-5	-25	-50	-60

### VALOR DE RMR

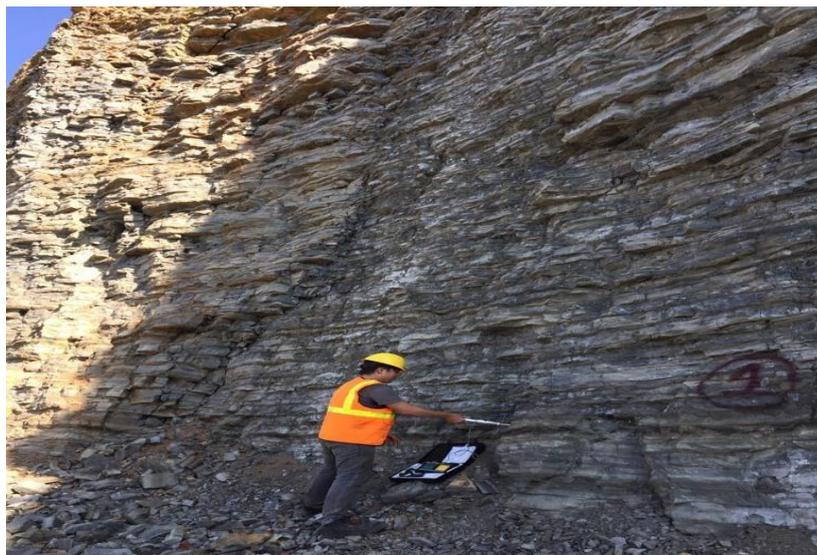
<b>RMR Básico</b>	<b>46</b>
<b>RMR Ajustado</b>	<b>41</b>
<b>Cohesión (c)</b>	<b>245</b>
<b>Angulo de fricción interna (°)</b>	<b>30</b>

**ANEXO B**  
**ENSAYOS PARA DETERMINACIÓN DE LA RESISTENCIA A LA**  
**COMPRESIÓN SIMPLE**

**ESCLERÓMETRO**

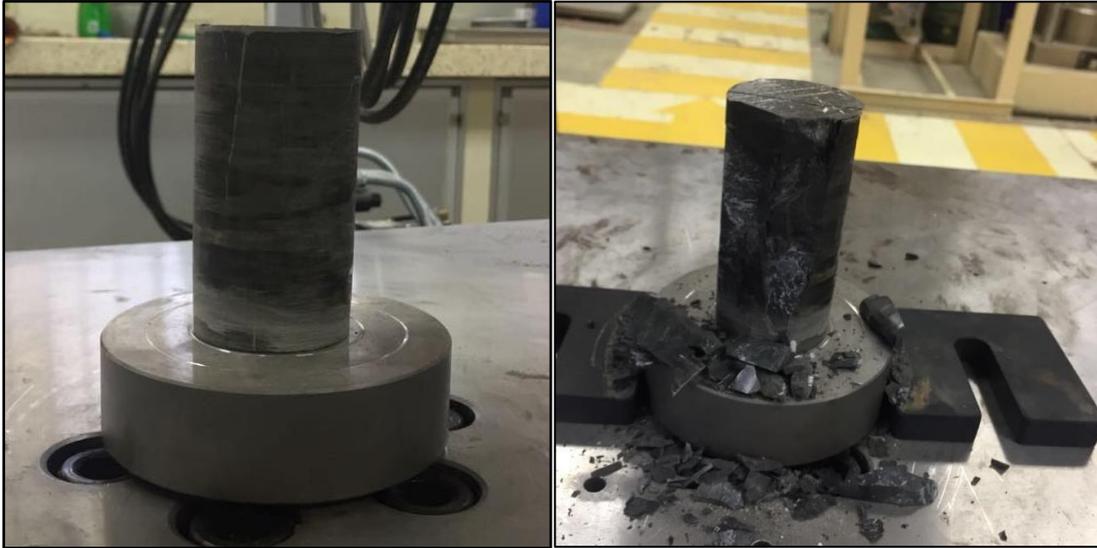
	
<b>MARCA</b>	<b>MODELO</b>
<b>PROCED</b>	DIGISCHMIDT2000

**ESTACION N. ° 1**



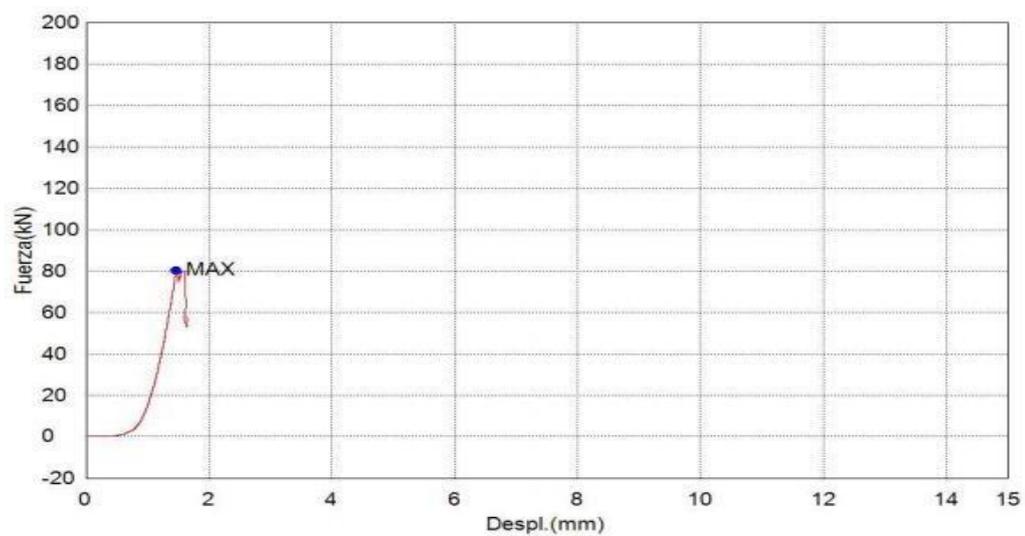
Datos R	Resultados
49-53-54-56-59.4-59.8-62.3-62.4	X= 48.5
60.6-59.8-57.1-55.4-58.1-52.9	B= 43.9 MPa

## ENSAYO DE COMPRESIÓN SIMPLE



Modo de Ensayo	Sencillo	Tipo de ensayo	Compresion
Velocidad	0.9kN/sec	Forma	Cilindrica
Nº de partidas:	1	Nº de muestras:	1

Nombre Parametros	Max_Fuerza Calc. at Entire Areas	Max_Tension Calc. at Entire Areas	Max_Desplazamiento Calc. at Entire Areas
Unidad	kN	N/mm2	mm
1_1	80.2847	38.0963	1.47013
Media	80.2847	38.0963	1.47013
Desviacion Estandar	--	--	--
Rango	0.00000	0.00000	0.00000



## ANEXO C

### HUMEDAD DE LA ROCA

#### CONTENIDO DE HUMEDAD EN ROCA

<b>MUESTRAS</b>	<b>1 -- 1</b>	<b>1 -- 2</b>	<b>1 -- 3</b>
RECIPIENTE	10	12	19
RECIPIENTE + PESO HÚMEDO (GR)	212,48	179,38	171,74
RECIPIENTE + PESO SECO (GR)	198,95	170,01	164,29
RECIPIENTE (GR)	68,57	69,92	66,73
CONTENIDO DE AGUA %	6,36	5,22	4,33
<b>PROMEDIO DE HUMEDAD</b>	<b>5,30 %</b>		
<b>MUESTRAS</b>	<b>3-- 1</b>	<b>3-- 2</b>	<b>3 -- 3</b>
RECIPIENTE	25	1	26
RECIPIENTE + PESO HÚMEDO (GR)	186,92	152,45	172,99
RECIPIENTE + PESO SECO (GR)	182,29	149,82	169,17
RECIPIENTE (GR)	69,01	71,02	70,39
CONTENIDO DE AGUA %	2,47	1,72	2,20
<b>PROMEDIO DE HUMEDAD</b>	<b>2,13 %</b>		
<b>MUESTRAS</b>	<b>5 -- 1</b>	<b>5 -- 2</b>	<b>5 -- 3</b>
RECIPIENTE	4	42	33
RECIPIENTE + PESO HÚMEDO (GR)	203,95	154,4	155,85
RECIPIENTE + PESO SECO (GR)	192,37	149,36	152,33
RECIPIENTE (GR)	70,61	70,85	65,6
CONTENIDO DE AGUA %	5,67	3,26	2,25
<b>PROMEDIO DE HUMEDAD</b>	<b>3,73 %</b>		

## ANEXO D

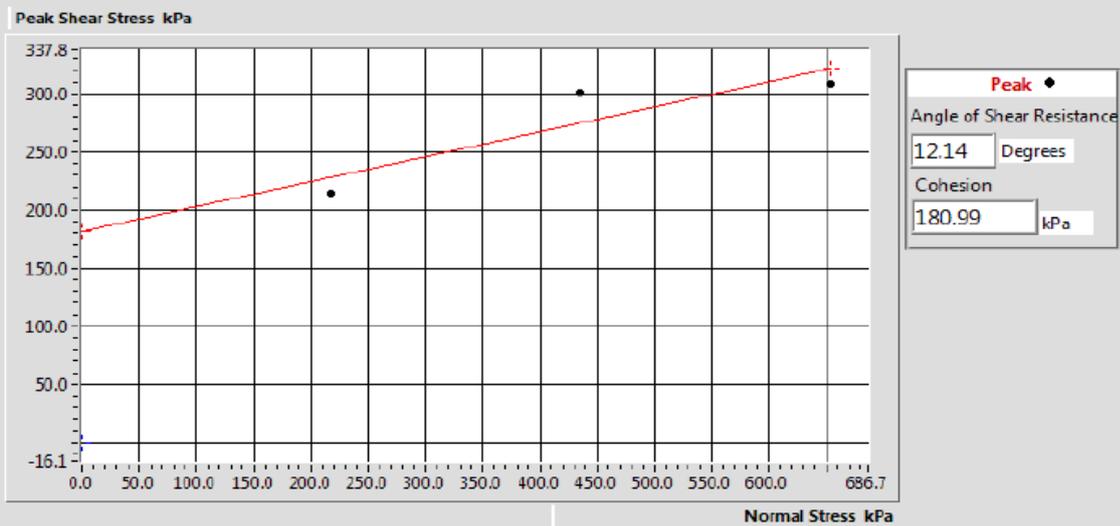
### ENSAYO DE CORTE DIRECTO

**Shear Strength by Direct Shear  
(Small Shear Box)**



Test Summary			
Reference	A	C	D
Normal Stress	436.0 kPa	218.0 kPa	654.0 kPa
Peak Strength	301.1 kPa	214.8 kPa	308.6 kPa
Corresponding Horizontal Displacement	5.835 mm	6.028 mm	4.104 mm
Residual Stress	N/A	N/A	N/A
Rate of Shear Displacement	Stage 1: 0.1250mm/min	Stage 1: 0.1250mm/min	Stage 1: 0.1250mm/min
Final Height	17.60 mm	19.31 mm	17.06 mm
Sample Area	3600.00 mm <sup>2</sup>	3600.00 mm <sup>2</sup>	3600.00 mm <sup>2</sup>
Initial Wet Unit Weight	17.35 kN/m <sup>3</sup>	16.41 kN/m <sup>3</sup>	15.85 kN/m <sup>3</sup>
Initial Dry Unit Weight	13.45 kN/m <sup>3</sup>	12.81 kN/m <sup>3</sup>	12.13 kN/m <sup>3</sup>
Final Wet Unit Weight	19.71 kN/m <sup>3</sup>	17.00 kN/m <sup>3</sup>	18.58 kN/m <sup>3</sup>
Final Dry Unit Weight	15.28 kN/m <sup>3</sup>	13.27 kN/m <sup>3</sup>	14.23 kN/m <sup>3</sup>
Final Moisture Content	28.98 %	28.08 %	30.63 %
Particle Specific Gravity	2.65	2.65	2.65
Final Void Ratio	0.7012	0.9583	0.8275
Final Saturation	109.54%	77.65%	98.08%

**Maximum Shear Stress vs Normal Stress**



## ANEXO E

### ANÁLISIS DE TIEMPOS EXCAVADORA VOLVO EC330BLC

		ANALISIS DE TIEMPOS			
Codigo Excavadora		330	Volumen de cazo :	1,9	
Jornada laboral :		7:00		Horas :	18:00
Hora de Maquinaria					
Partida:		6:30	Llegada:	18:00	Final : 11:30
Combustible					
Partida:		163,8	Llegada :	83,8	Final: 80
Tiempo desde el parqueo al frente de explotación					0:50:00
#Volqueta	Cubicaje	Tiempo de carga	# Paladas	Tiempo de espera	Tiempo de adecuamiento
GSH-7725	16,38	0:01:46	8	0:00:26	
GSK-8567	12,02	0:01:27	6	0:00:25	
GSK-8546	11,98	0:01:21	6	0:00:30	
PCA-4565	12,19	0:01:26	6		
PBY-4878	16,27	0:01:23	6	0:03:09	
GSM-4302	14,89	0:01:11	5	0:00:10	
GSK-8863	12,28	0:01:13	6	0:00:20	0:00:10
GSH-7725	16,38	0:01:48	8	0:00:16	0:00:40
GSK-8567	12,02	0:01:17	5	0:00:27	0:02:13
GSK-8546	11,98	0:01:10	6	0:00:15	
GPP-546	12,46	0:01:02	6	0:00:40	
GRH-534	12,46	0:01:11	6	0:00:35	
PCA-4565	12,19	0:01:02	6	0:00:32	
PBY-4878	16,27	0:01:10	5	0:00:40	
GSK-6874	12,58	0:01:15	6	0:04:20	
GSK-8863	12,28	0:01:22	5	0:00:30	
GSM-4302	14,89	0:01:46	7	0:00:48	0:00:52
GSH-7725	16,38	0:01:15	8	0:00:18	
GSK-8567	12,02	0:01:19	6	0:00:30	
GSK-8546	11,98	0:01:23	6	0:02:14	0:03:02
PBY-4878	16,27	0:01:10	7	0:00:44	
PCA-4565	12,19	0:01:23	6	0:00:10	0:02:39
GSK-6874	12,58	0:01:22	7	0:00:20	
GSK-8863	12,28	0:01:14	5	0:00:43	0:00:10
GSH-7725	16,38	0:01:30	8	0:00:33	
GSM-4302	14,89	0:01:18	6	0:00:32	
GSK-8567	12,02	0:01:08	6	0:00:35	
GSK-8546	11,98	0:01:15	6	0:00:20	0:01:40
PBY-4878	16,27	0:01:26	6	0:00:40	0:00:20



# **BIBLIOGRAFÍA**

## Bibliografía

(2015). Ley orgánica reformatoria a la ley de minería, a la ley reformatoria para la equidad tributaria en el Ecuador y a la ley orgánica de régimen tributario interno.

Departamento de Ingeniería Civil de Minas, U. d. (2002). Diseño de Minas a Cielo Abierto. Chile.

Herbet, J. H. (Octubre 2006). Métodos de Minería de Cielo Abierta . Madrid .

INTEC. (2000). International Technologies. Obtenido de [http://www.taponex.com/Sitio/Tpx\\_Paginas\\_home.php?ID\\_Pagina=1](http://www.taponex.com/Sitio/Tpx_Paginas_home.php?ID_Pagina=1)

Lopez Jimeno C., Bustillo M. . (1997). Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras,. Primera Edición, ISBN 84-921708-2-4 .1997,IGME.

Norma de Calidad del Aire Ambiente (TULSMA) Libro VI Anexo 4. (2015). Ecuador.

Ollero Ojeda, A. (2015). Guía sobre buenas prácticas en restauración fluvial. esPosible, 60.

S.A, S. e. (2017). Auditoria Ambiental de Cumplimiento Periodo 2015-2017. Duran .

Sosa H ; Kashpar L; Dolgushin V. (1989). Indicaciones Metodológicas para la Realización del Proyecto del Curso sobre: "TECNOLOGÍA DE LA EXPLOTACIÓN DE MINERALES ÚTILES A CIELO ABIERTO".