



**UNIVERSIDAD DEL AZUAY**

**FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA**

**ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS**

**“Diseño de Perforación y Voladura con Análisis Económico de la Cantera Luzagui  
ubicada en el Cantón Daule, Provincia del Guayas”**

**Trabajo de Graduación previo a la obtención del Título de:**

**Ingeniera en Minas**

**AUTOR**

**JULIANA CRISTINA JARAMILLO SÁNCHEZ**

**DIRECTOR**

**ERNESTO PATRICIO FEJOO CALLE**

**CUENCA – ECUADOR**

**2017**

## **DEDICATORIA**

La presente tesis está dedicada primeramente a Dios por darme la fe necesaria para seguir adelante y no rendirme ante ningún obstáculo, por brindarme salud y sabiduría lo cual fueron indispensables para lograr mi objetivo, también dedico este logro a mi familia, en especial a mi mamá Katty por regalarme sus innumerables consejos y su apoyo incondicional, siendo para ella es este triunfo, ya que sin ella nada de esto hubiera sido posible.

A mi familia, amigos y maestros quienes estuvieron presente en todo momento, ofreciendo siempre el apoyo necesario y alentándome a seguir adelante y a no rendirme, para así culminar una etapa más de la que un día inicie con tanto esfuerzo, siendo un ejemplo de constancia y lucha que se han dedicado a brindarme desinteresadamente, pudiendo hoy lograr finalizar mi carrera profesional.

## **AGRADECIMIENTO**

Está de más decir que agradezco a Dios por tantas bendiciones dándome las fuerzas necesarias para culminar mi carrera profesional, y el haberme dado una familia maravillosa que me acompañó en el transcurso de mi carrera, ya que fueron un pilar fundamental sintiéndome muy grata de tenerlos conmigo, a mis padres Luis y Katty y a mis hermanos Andrea y Martín por ser muy pacientes y haberme dado toda la ayuda posible se los agradezco enormemente.

Reconozco también a la Constructora Luzagui S.A quien me brindó la oportunidad de realizar esta tesis apoyándome en todo lo necesario para culminarla, sin ellos esto no hubiera sido posible.

Agradezco mucho a mi asesor de tesis el Ingeniero Patricio Feijoó que más que un profesor me apoyo como un amigo, dedicando su tiempo transmitiendo sus conocimientos y orientación para el desarrollo de la tesis e impulsándome a seguir adelante.

También agradezco mucho a mis familiares y amigos por su constante preocupación en el trayecto del desarrollo de mi tesis; a mis amigos por compartir conmigo esos buenos y malos momentos y brindarme sus consejos y compartir la alegría de culminar esta etapa de mi vida.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS .....	iv
LISTADO DE TABLAS .....	vi
LISTADO DE FIGURAS .....	vii
LISTADO DE ANEXOS .....	viii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT.....	x
<b>INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>1</b>
<b>CAPITULO I: MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>3</b>
1.1    Ubicación.....	3
1.2    Geología. ....	3
1.3    Geomecánica .....	7
1.3.1    Resistencia a la Compresión Simple o Is (50).....	7
1.3.2    Designación de la Calidad de la Roca (RQD).....	11
1.3.3    Comportamiento del Bloque típico .....	13
1.3.4    Condiciones de las Fracturas.....	15
1.3.5    Condiciones Hidrológicas (H <sub>2</sub> O) .....	16
1.3.6    Orientación de las Fracturas Principales o Fallas.....	16
1.3.7    Clasificación geomecánica del macizo rocoso (RMR) .....	17
1.4    Análisis actual de perforación (costos).....	21
1.5    Análisis actual de voladura (costos) .....	23

<b>CAPITULO II: DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....</b>	<b>26</b>
2.1 Malla de perforación.....	29
2.2 Cálculo de voladura .....	30
2.3 Cálculo de volúmenes y consumo específico .....	32
<b>CAPITULO III: EVALUACIÓN DE RESULTADOS.....</b>	<b>34</b>
3.1 Perforación.....	34
3.2 Voladura .....	35
3.3 Análisis de índices. ....	36
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</b>	<b>39</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>42</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>44</b>

**LISTADO DE TABLAS**

TABLA 1.1 Clasificación de Deere y Miller .....	7
TABLA 1.2 Parámetro: Separación de las discontinuidades. ....	14
TABLA 1.3 Obtención de datos del Espaciamiento Medio de las discontinuidades	15
TABLA 1.4 Clasificación geomecánica del macizo rocoso .....	17
TABLA 1.5 Parámetros de Clasificación y Puntajes Correspondientes .....	19
TABLA 1.6 Parámetros establecidos .....	20
TABLA 1.7 Parámetro de Valores Corregido por ábaco .....	20
TABLA 1.8 Equipo de Perforación.....	21
TABLA 1.9 Variables de Perforación.....	22
TABLA 1.10 Consumos específicos de Perforación y Voladura.....	22
TABLA 1.11 Tipo y Cantidad de explosivo utilizado .....	23
TABLA 1.12 Costo de extracción por Voladura.....	24
TABLA 1.13 Parámetros de malla de la voladura .....	24
TABLA 1.14 Especificaciones del diseño de voladura.....	25
TABLA 2.1 Cálculo de la Roca máxima .....	29
TABLA 2.2 Calculo de carga de columna .....	31
TABLA 2.3 Cálculo de carga de fondo y Espaciamiento .....	32
TABLA 2.4 Distribución de barrenos .....	32
TABLA 3.1 Cálculo de volúmenes de perforación.....	34
TABLA 3.2 Cálculo de longitud de voladura y carga de barrenos. ....	35
TABLA 3.3 Resultados de Costos .....	37
TABLA 3.4 Análisis Económico en base a Índices .....	38

## LISTADO DE FIGURAS

FIGURA 1.1 Mapa de Ubicación Geográfica de la Constructora Luzagui S.A .....	2
FIGURA 1.2 Mapa Geológico de la Zona Salitre .....	3
FIGURA 1.3 Carga diametral con núcleos cilíndrico.....	9
FIGURA 1.4 Carga Axial sobre núcleo cilíndrico .....	10
FIGURA 1.5 Carga de muestra de forma irregular .....	10
FIGURA 1.6 Procedimiento para la medición y cálculo del RQD .....	11
FIGURA 1.7 Diseño de Voladura realizado por la Empresa Luzagui .....	25

**LISTADO DE ANEXOS**

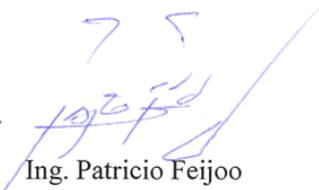
ANEXO 1.1 Abaco de corrección del Is (50) .....	43
ANEXO 1.2 Mapa de ubicación Geográfica del proyecto.....	45
ANEXO 1.3 Ruta vial terrestre a la Constructora Luzagui S.A.....	45
ANEXO 1.4 Área intervenida por la voladura .....	47
ANEXO 1.5 Prueba de resistencia a la compresión simple .....	48
ANEXO 1.6 Obtención de las discontinuidades para el RQD.....	49
ANEXO 1.7 Obtención de los datos del espaciamiento medio de las discontinuidades .....	50
ANEXO 2.1 Plano Topográfico de la Constructora Luzagui.....	50
ANEXO 2.2 Malla de perforación propuesta .....	51
ANEXO 2.3 Secuencia de minado propuesto .....	53
ANEXO 2.4 Diseño de Distribución de carga explosiva .....	54

“Diseño de Perforación y Voladura con Análisis Económico de la cantera  
Luzagui ubicada en el Cantón Daule, Provincia del Guayas”

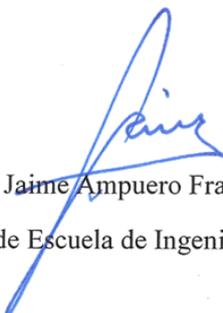
RESUMEN

Mi trabajo de tesis consiste en una optimización de diseño de perforación y voladura en la cantera Luzagui, se ubica en el Cantón Daule, Provincia del Guayas. Para efectuar este trabajo se realizaron varios análisis y pruebas de campo con el objetivo de obtener datos reales como: La resistencia a la compresión simple, designación de la calidad de la roca (RQD), espaciamiento entre discontinuidades, condiciones de las fracturas y condiciones hidrológicas. Al obtener todos estos datos se realizó los cálculos respectivos para la determinación de la resistencia geomecánica del macizo rocoso, determinando que posee una calidad de roca muy buena. Luego del adecuado análisis de campo se realizó un nuevo diseño de malla de perforación y voladura apropiada al área, finalmente se ejecutó un análisis comparativo, tanto de volumen de extracción como del consumo específico de perforación y voladura.

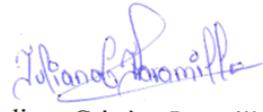
**Palabras claves:** voladura, perforación, resistencia de la roca, diseño de malla de perforación y voladura.

  
Ing. Patricio Feijoo

Director de Tesis

  
Ing. Jaime Ampuero Franco

Coordinador de Escuela de Ingeniería en Minas

  
Juliana Cristina Jaramillo Sánchez

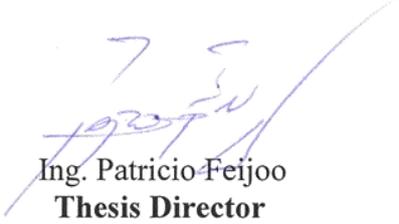
Autor

**DRILLING AND BLASTING DESIGN WITH ECONOMIC ANALYSIS FOR THE  
LUZAGUI QUARRY LOCATED IN THE CANTON OF DAULE, GUAYAS  
PROVINCE**

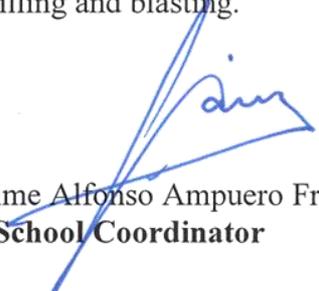
**ABSTRACT**

This research work consisted of the drilling and blasting design optimization at the *Luzagui* quarry, located in Daule Canton, Guayas Province. Several analyzes and field tests were carried out with the objective of obtaining real data such as: simple compressive strength, rock quality designation (RQD), discontinuity spacing, fracture conditions and hydrological conditions. Once all these data were obtained, the respective calculations for the determination of the rocky massif geo-mechanical resistance were made, determining that the rock quality was very good. After the proper field analysis, a new design of appropriate drilling and blasting mesh was made to the area. Finally, a comparative analysis, both of the extraction volume and of the specific drilling and blasting consumption, was performed.

**Keywords:** blasting, drilling, rock resistance, mesh design, drilling and blasting.



Ing. Patricio Feijoo  
**Thesis Director**



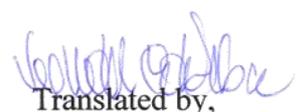
Ing. Jaime Alfonso Ampuero Franco  
**School Coordinator**



Juliana Cristina Jaramillo Sánchez  
**Author**



UNIVERSIDAD DEL  
AZUAY  
Dpto. Idiomas



Translated by,  
Lic. Lourdes Crespo

Jaramillo Sánchez Juliana Cristina

Trabajo de Titulación

Ing. Ernesto Patricio Feijoo Calle

Noviembre, 2017

**DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON ANÁLISIS  
ECONÓMICO DE LA CANTERA LUZAGUI UBICADA EN EL CANTÓN  
DAULE, PROVINCIA DEL GUAYAS**

**INTRODUCCIÓN**

En la actualidad en lo que respecta a la minería a cielo abierto, tiene como objetivo principal realizar una optimización estratégica en todas las fases de explotación minera, para garantizar que las operaciones rindan una productividad buena para la empresa logrando que el proyecto sea sustentable y sostenible a lo largo de la vida útil del proyecto.

Una de las fases principales para la empresa es realizar un proceso de perforación y voladura adecuado, es por ellos que se realizó este proyecto con el fin de optimizar el diseño de perforación y voladura, por lo que el sistema actual de la empresa no satisface la demanda de producción de material requerida, provocando muchas dificultades al momento de realizar la trituración siendo esto un gasto elevado para la empresa; además las condiciones climáticas actuales en las que se encuentra la empresa genera aún más el aumento de costos.

Este proyecto se generó por la necesidad de optimizar ya sea el consumo de explosivos, perforación o costos de los mismos, por lo cual se aplicó un método que

sea ideal para la zona de explotación de la empresa Luzagui S.A, utilizando el método de Langgefors y Kihlstrom, al aplicarse este método obtuvimos resultados muy buenos como: el número de barrenos de perforación, consumo específico de perforación que se encuentra en los rangos excelentes, y así mismo el consumo de voladura también, con volumen de extracción de más del triple que ellos extraen actualmente; procediendo a la comparación tanto de costos actuales de la empresa con los volúmenes de extracción y consumos específicos calculados.

## CAPITULO I

### MARCO TEÓRICO

#### 1.1 Ubicación

La constructora Luzagui S.A se encuentra ubicada en el km 8 vía Salitre, en la parroquia Los Lojas con coordenadas (625.200,00 - 9.779.700,00), cantón Daule, Provincia del Guayas, como podemos ver en la Figura 1.1.

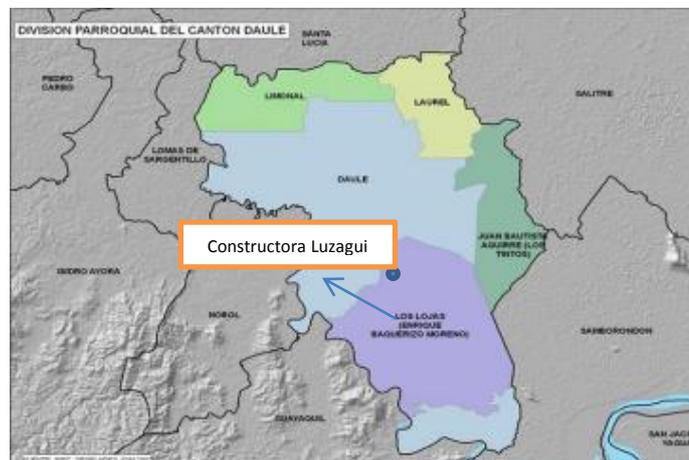


Fig. 1.1 Mapa de Ubicación Geográfica de la Constructora Luzagui S.A

Fuente: (INEC, 2017)

#### 1.2 Geología.

##### Geología Local

El área del terreno que se encuentra ubicada en la concesión Luzagui, pertenece al extremo sur-oriental de la cordillera Chongón-Colonche, correspondiente a un fragmento de una meseta oceánica del Cretáceo Medio, la cual fue trasladada a

Sudamérica Occidental en el Eoceno Medio. Restos de la meseta pueden ser encontrados en la formación Piñón, que aflora al norte de Guayaquil.

En la parte plana del área, aparece un depósito de sedimentos inconsolidados Cuaternarios de origen aluvial. El área de estudio está completamente sobre lo que corresponde a la formación Piñón (Toledo, 2016, pág. 5). A continuación, en la Figura 1.2 podemos ver la Geología de la zona Salitre.

<b>GEOLOGÍA DE LA ZONA SALITRE</b>	
Qs	Sedimentos Cuaternarios (Marinos, arcillas)
Kp	Piñón Fm (Lavas Basálticas, tobas, brechas)

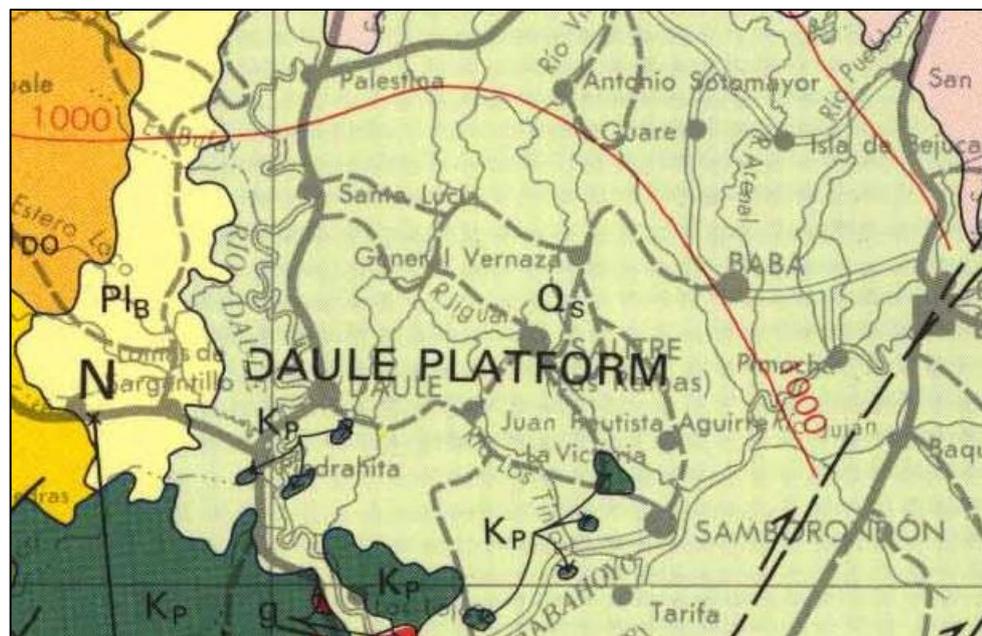


Fig. 1.2 Mapa Geológico de la Zona Salitre

Fuente: (Minería., 1969)

### **Formación Piñón.**

Afloran al norte de la línea Pascuales – El Pechiche; en general representa un complejo ígneo-volcánico de edad Cretácea Medio a Superior, compuesto por rocas Básicas constituidas por basaltos y diabasas que hacen parte del volcanismo principal que originó la cordillera Chongón -Colonche. La parte superior de este complejo se encuentra constituida por un volcanismo tardío representado por coladas de basaltos afaníticos con pseudos-estratificaciones y probablemente diques o sill gruesos de diabasas, estos últimos poco identificables en el área, al estar enmascarados por el suelo y la abundante vegetación. En general tanto las rocas basálticas como las diabasas son masivas y diaclasadas, presentando además un grado bajo de meteorización, la cual se hace más notoria hacia el piedemonte de los cerros.

La litología está compuesta por rocas piroclásticas no estratificadas intercaladas con lava porfíricas, doleritas, diabasas, brechas y aglomerados.

Los sedimentos cuaternarios incluyendo la Formación Pichilingue constituyen el relleno de la planicie costera y están constituidas por una amplia gama granulométrica que va desde gravas hasta arcillas de ambientes fluviales palustres y estuarios (Toledo, 2016, pág. 6).

### **Formación Pichilingue.**

Contiene areniscas mal cementadas, friables, que cubren cenizas volcánicas. Esta formación ha sido reportada en la plataforma de Daule, entre Quevedo y Petrillo. Al Sur de esta última población, los afloramientos cretácicos marcarían el límite meridional de esta formación cuaternaria. Los estratos de esta formación aparecen debajo de la arena, son limos – arcillosos en diferentes tonalidades de amarillo. Los

niveles meteorizados son arcillosos con tonalidades de amarillo pálido. Estos estratos afloran hacia el noreste del área de estudio especialmente sobre la plataforma de Daule (Toledo, 2016, pág. 7).

### **Depósitos sedimentarios**

Son sedimentos generalmente areno-limosos de terrazas fluviales y por tanto restringidas a estrechas bandas planas a lo largo de red de drenajes fluvial más importante que tránsito a lo largo del valle, alcanzando un especial desarrollo superficial formando extensas planicies aluviales con desarrollo de buena porosidad primaria.

Su espesor puede ser considerable y su secuencia granulométrica heterogénea, teniendo en cuenta que se originó a partir del relleno de un pequeño graben longitudinal, flanqueado por fallas que afectan a las rocas volcánicas que afloran en sus bordes (Toledo, 2016, pág. 7).

### **Aluviales**

Los aluviales recientes cubren la parte norte y sur del área de estudio. Corresponden a los sedimentos fluviales que cubren las depresiones de las formaciones anteriores. Son sedimentos finos a muy finos, orgánicos. Los materiales muy finos son muy plásticos, algo expansivos, de baja consistencia, poco densos, con tonalidades amarillentas claras y grises oscuras.

En el área que ha sido objeto de estudio para la explotación se tiene afloramientos de andesita basáltica, observándose pequeños afloramientos puntuales de otro tipo de roca diabasa (Toledo, 2016, pág. 7).

### 1.3 Geomecánica

#### 1.3.1 Resistencia a la Compresión Simple o Is (50).

La resistencia a la compresión simple se mide por sus valores que van desde 10 a 2000 Kg/cm<sup>2</sup>, siendo esto una ayuda para determinar que a valores altos mayor resistencia y a valores bajos menor resistencia, como podemos observar en la Tabla 1.1.

No obstante, para establecer la resistencia se ha logrado desarrollar un tipo de prueba menos complicada llamada Is50, esta sería de bajo costo y logrando obtener datos que sirven para el desarrollo de pruebas.

Esta prueba consiste en colocar la roca entre dos puntas de forma estándar y luego se aplica una fuerza hasta que la roca se rompa; al momento del fracturamiento de la roca, se mide la altura de la muestra D y luego se mide la fuerza que se aplicó en el momento de la ruptura P.

Tabla 1.1 Clasificación de Deere y Miller

	<b>Resistencia a la Compresión Uniaxial. MPa</b>	<b>Ejemplo de Roca</b>
Resistencia muy baja	1 - 25	Yeso, sal de roca
Resistencia baja	25 - 50	Carbón, limonita, esquisto
Resistencia media	50 – 100	Arenisca, pizarra, lutita
Resistencia alta	100 – 200	Mármol, granito, gneiss
Resistencia muy alta	> 200	Cuarcita, gabro, basalto

Fuente: Tesis de Manual de Mecánica de Rocas y Estabilidad de Túneles y Taludes.

Existen tres tipos de pruebas más para la obtención de la resistencia, como:

- Carga diametral sobre núcleos cilíndricos
- Carga axial sobre núcleos cilíndricos
- Carga de muestras de forma irregular

La prueba más usada es la de carga de muestras de forma irregular, pues es más fácil de aplicar en el campo. Para poder realizar esta prueba es necesaria la obtención de un mínimo de 20 muestras, para lograr obtener un valor promedio. El  $I_s50$  se determina por la siguiente relación.

- $I_s$ : Índice de Carga Puntual
- $D$ : Altura de la muestra
- $P$ : Fuerza aplicada al momento de la ruptura

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

Así mismo luego de realizar los respectivos cálculos se ejecuta la corrección con su ábaco del Anexo 1.

Al momento de realizar la corrección se debe seguir los siguientes pasos:

- Con el valor obtenido del  $I_s$  se traza una recta horizontal hasta el valor del diámetro de la muestra, así mismo siguiendo la curva hasta encontrar el diámetro de 50mm.
- Nuevamente se traza una recta horizontal desde este punto hasta el eje de las coordenadas, encontrándonos con el valor del  $I_s50$ .

Al obtener el valor del  $I_s$  se puede pasar al siguiente paso que es el cálculo del valor de compresión uniaxial con la siguiente relación.

$\sigma$ : Resistencia a la Compresión Uniaxial.

D: Diámetro de la muestra.

#: Número de muestras.

$$\sigma = (14 + 0,175 * D) * I_s(\#)$$

De donde D siempre va a ser expresado en mm; Las muestras deber cumplir con un requisito al momento de ejecutarse la prueba, como los siguientes:

- La carga diametral con núcleos cilíndricos, tiene la relación entre el largo del núcleo y el diámetro (Figura 1.3).
- L: Largo del núcleo.
- D: Diámetro de la muestra

$$L = 0,7 * D$$

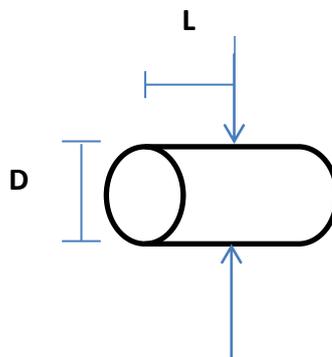


Fig. 1.3 Carga diametral con núcleos cilíndricos

- La carga axial sobre núcleos cilíndricos, se da por la relación entre el diámetro y el largo del núcleo proporcionado de la siguiente forma. (Figura 1.4):

$$\frac{D}{L} = 1,1 \pm 0,05$$

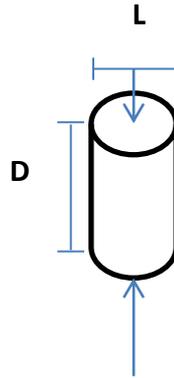


Fig. 1.4 Carga Axial sobre núcleo cilíndricos

La relación de carga axial sobre núcleos cilíndricos, nos dice que los valores normales se encuentran dentro del rango  $1.1 \pm 0.05$ .

- La carga de muestra de forma irregular, tiene la relación entre el diámetro y el largo del núcleo, dándose de la siguiente forma (Figura 1.5):

$$\frac{D}{L} = 1 \text{ a } 1,4$$

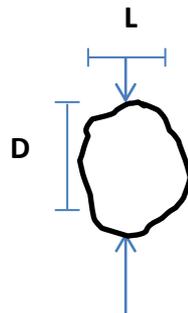


Fig. 1.5 Carga de muestra de forma irregular

Esta relación nos dice que, si se encuentra dentro del rango de 1 a 1,4, está dentro de los valores normales de la resistencia.

### 1.3.2 Designación de la Calidad de la Roca (RQD).

El RQD (Designación de la calidad de la roca) fue presentado por el Sr. Deere en 1964, este análisis se define por la recuperación de testigos desde un sondeo.

Este proceso es muy aplicado, pues es de suma importancia para esta clasificación, el RQD nos define que es el número de testigos recuperados en fragmentos de longitud mayor o igual a 10cm, con respecto a la longitud de perforación.

A continuación, en la Figura 1.6, se puede apreciar un ejemplo aplicativo del RQD.

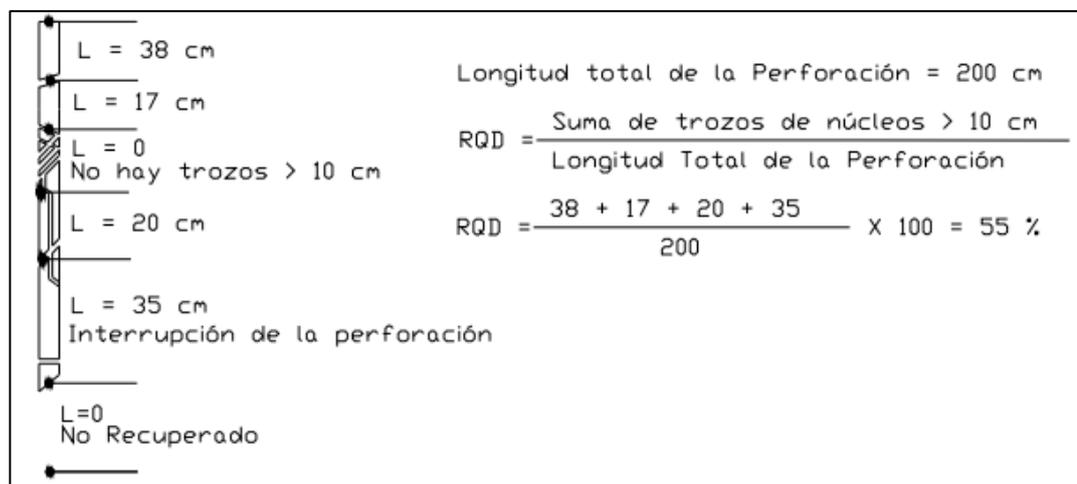


Fig. 1.6 Procedimiento para la medición y cálculo del RQD

Fuente: (Rothemule, 2012)

Se puede observar a continuación la fórmula que se aplica para la obtención del RQD.

$$RQD = \frac{\text{Longitud total de los testigos} \geq 10\text{cm}}{\text{Longitud total perforados}} * 100$$

Para hacer un buen uso de la fórmula, es necesario que los testigos tengan un mínimo de 5cm de diámetro.

Palmström sugirió que, cuando el núcleo no es disponible, pero son visibles las trazas de las discontinuidades en la superficie expuesta, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen (E., 2001, pág. 55).

Si poseemos macizos rocosos, que son libres de rellenos arcillosos en sus discontinuidades y poseyendo un equipo adecuado, se puede obtener los datos necesarios del RQD, ya que con el número de juntas o discontinuidades presentes en 1m<sup>3</sup> de roca, denominamos a estas juntas como Jv, y si este es mayor a 4,5 se utiliza la siguiente fórmula.

- Jv: Número de Juntas presentes en 1m<sup>3</sup>.

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

En caso contrario si Jv es menor a 4.5 nos daría una relación de RQD de 100, lo que nos da a entender que si en 1m<sup>3</sup> de roca se dan de 1 a 4 juntas el valor del RQD es del 100%, si hay 35 o más juntas el valor de RQD es de 0%, y para otros valores que vayan de 5 a 34 se realiza el determinado cálculo de RQD.

Debido a que la cantera no presenta testigos recuperados se opta por realizar la aplicación de la siguiente fórmula, en el cual se ha recogido cierto número de

discontinuidades en un metro cúbico de roca, por consiguiente, se procede a la aplicación de la fórmula.

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

Teniendo que el valor que se adquirió de  $Jv$  es 13.

$$RQD = 115 - 3.3 * 13$$

$$RQD = 72,1$$

Obteniendo que la Designación de la Calidad de la Roca o RQD, nos da como resultado un 72,1.

### **1.3.3 Comportamiento del Bloque típico**

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso son muy importantes, puesto que influyen directamente en las voladuras en lo que respecta a las variables de diseño.

Las discontinuidades que se presenten en la roca afectarán la resistencia, permeabilidad y la durabilidad del estrato. Por lo que es de suma importancia que se evalúen la geometría, el estado y la condición en la que se encuentran las discontinuidades, definiendo la estructura del macizo rocoso.

El macizo rocoso también exige evaluar otros factores más como sería el origen de los rellenos, la cantidad de agua presente, revestimiento y tipo de material en las paredes, aberturas, rugosidad, persistencia y número de familias presente en las discontinuidades.

La evaluación del espaciamiento medio entre las discontinuidades o juntas se la determina dependiendo de la dimensión del bloque típico. Para el cálculo de las distancias de las discontinuidades, se procede a la colocación de un hilo formando

una recta horizontal de una gran longitud, en el cual se van tomando medidas de separación entre junta y junta, para así sacar un promedio de todos los valores obtenidos.

El espaciamiento de las discontinuidades se clasifica según la Tabla 1.2 que se observa a continuación:

Tabla 1.2 Parámetro: Separación de las discontinuidades.

<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>ESPACIADO DE LAS JUNTAS</b>	<b>TIPO DE MACIZO ROCOS</b>
Muy Separadas	>2 m	Solido
Separadas	0,6 – 2 m	Masivo
Moderadamente juntas	200 – 600 m	En bloques
Juntas	60 – 300 m	Fracturado
Muy Juntas	< 60 mm	Machacado

Fuente: (Manual de Mecanica de Rocas, 1997)

Para obtener los datos del espaciamiento del macizo rocoso se colocó un hilo con una distancia de 8,5m obteniendo en la misma 6 espaciamientos, determinando así un promedio de discontinuidades de 1,07m como podemos observar en la Tabla 1.3.

Tabla 1. 3 Obtención de datos del Espaciamiento Medio de las discontinuidades del macizo rocoso

<b>Espaciamiento Medio de las Discontinuidades</b>	
Espaciamiento No.1	1,85 m
Espaciamiento No.2	0,51 cm
Espaciamiento No.3	1,15 m
Espaciamiento No.4	1,80 m
Espaciamiento No.5	0,20 cm
Espaciamiento No.6	0,90 cm
<b>PROMEDIO DE DISCONTINUIDADES</b>	<b>1,07 m</b>

#### **1.3.4 Condiciones de las Fracturas**

Las condiciones de las fracturas son un factor muy importante para el estudio del macizo rocoso, porque las fracturas o las fallas se las pueden reconocer de varias maneras. Si una falla o fractura está expuesta en un farallón, en el corte de una carretera, o en una labor minera, se las puede observar fácilmente y obtener datos precisos concernientes a su posición y a la separación de los estratos dislocados (Billings, 1974).

Al momento de sacar datos en campo, la observación puede no ser muy real, por lo que se debe realizar un análisis completo de la falla o fractura. En algunos casos se puede extraer alguna información sobre la falla o fractura, pero puede resultar un tanto complicado obtener datos completos sobre el análisis.

La condición de las fracturas se considera como la separación o abertura de las discontinuidades, también se toma en cuenta su rugosidad, condición mecánica de las

caras si estas son suaves o duras, así mismo si estas presentan material de relleno entre ellas.

El dato mecánico de la separación de las juntas, es que estas están presentes de forma lisa y orientadas transversalmente, sin rugosidades y sin relleno con paredes de diaclasas duras.

### **1.3.5 Condiciones Hidrológicas (H<sub>2</sub>O)**

Este es un dato muy importante, el cual se debe tomar en consideración como, es la influencia del agua en el macizo rocoso, conque este interviene en la estabilidad, para el cual se recomienda realizar un examen del estado hidrológico del mismo. Esta evaluación varía desde que el macizo rocoso se encuentre completamente seco, hasta problemas de aguas graves.

En la zona de intervención encontramos problemas hidrológicos, debido a que existía temporada de lluvias.

### **1.3.6 Orientación de las Fracturas Principales o Fallas**

Al momento de realizar una excavación, es necesario saber el rumbo, dirección de buzamiento, rumbo de buzamiento, y estos se dividen en tres categorías:

- Rumbo perpendicular al eje de la excavación.
- Rumbo paralelo al eje de la excavación.
- Ángulo de buzamiento menos a 20° independiente del rumbo.

En caso de que nos encontremos con el rumbo perpendicular al eje de la excavación, se elegiría las siguientes opciones:

- Dirección de buzamiento en sentido de la excavación.

- Dirección de buzamiento en contra de la excavación.

Dependiendo del valor del ángulo de buzamiento, se establecerá a cuál categoría pertenece el inconveniente, si el valor del ángulo de buzamiento, se divide en dos de estas opciones, ya sea entre  $20^\circ$  y  $45^\circ$  o  $45^\circ$  y  $90^\circ$ . Si nos encontramos en la segunda opción que es de  $45^\circ$  y  $90^\circ$  se optará por observar el valor del ángulo de buzamiento y se establecerá su categoría,

Si nos encontramos con una situación de una fractura o falla que tenga un ángulo de buzamiento menor a  $20^\circ$ , la categoría siempre será desfavorable.

### 1.3.7 Clasificación geomecánica del macizo rocoso (RMR)

La clasificación geomecánica del macizo rocoso o RMR ha sido desarrollada por Bieniawski entre los años 1972 a 1989 y está basada en mediciones de campo ya sea en túneles, cavernas y cimentaciones en el mundo.

En la Tabla 1.4 podemos apreciar la Escala de Calidades de la Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.

Tabla 1.4 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

RMR	CLASE	CALIDAD
100 a 81	I	Muy buena
80 a 61	II	Buena
60 a 41	III	Mediana
40 a 21	IV	Mala
<20	V	Muy mala

Fuente: (Manual de Mecánica de Rocas, 1997)

Existen seis parámetros básicos en esta clasificación que son:

1. Resistencia de la roca inalterada (usando la clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de Deere y Miller).
2. Estado de las fisuras (abertura, continuidad, rugosidad, estado de las paredes, relleno en fisuras).
3. Espaciamiento de las fisuras.
4. El R.Q.D. (índice de la calidad de la roca, Deere).
5. Las condiciones del agua subterránea.
6. La orientación de las discontinuidades, respecto a la excavación tiene parámetros, con un valor numérico que se suma o resta definiendo cinco categorías de calidad de roca.

Los parámetros, se agrupan en un rango de cinco valores y luego de efectuar las asignaciones, se adquiere el respectivo puntaje de RMR, indicando así la calidad de la roca del macizo y éste, está comprendido entre 0 y 100.

Si el valor del RMR es alto, nos quiere decir que el material es de buena calidad, si es, al contrario, quiere decir que necesita medidas de seguridad para el mismo.

A continuación, en la Tabla 1.5 daremos a conocer, como se determinan cada uno de los parámetros necesarios para la utilización de esta calificación.

Tabla 1.5 Parámetros de Clasificación y Puntajes Correspondientes

PARAMETRO		RANGO DE VALORES						
RESISTENCIA AL MATERIAL INTACTO	Índice de Point Load Test-Is(50)	> 8 Mpa	4 a 8 Mpa	2 a 4 Mpa	1 a 2 Mpa	En estos bajos valores utilizar RCU		
	Resistencia a la compresión Uniaxial	> 200 Mpa	100 a 200 Mpa	60 a 100 Mpa	25 a 60 Mpa	10 a 25 Mpa	3 a 10 Mpa	1 a 3 Mpa
<b>PUNTAJE</b>		15	12	7	4	2	1	0
RQD		90 a 100	75 a 90	50 a 75	25 a 50	< 25		
		%	%	%	%	%		
<b>PUNTAJE</b>		20	17	13	8	3		
DISTANCIA ENTRE DIACLASAS		>3	1 a 3	0,3 a 1	50 a 300	< 50		
		M	m	m	mm	mm		
<b>PUNTAJE</b>		30	25	20	10	5		
CONDICIONES DE DIACLASAS		A	B	C	D	E		
<b>PUNTAJE</b>		25	20	12	8	0		
CONDICIONES HIDROLÓGICAS		Caudal de agua en 10m de túnel	0	< 25	25 a 125	> 125		
			Lt/min	Lt/min	Lt/min	Lt/min		
			0	0 a 0,2	0,2 a 0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente seco	Húmedo / agua intensa	Presión Modera	Problemas de agua		
<b>PUNTAJE</b>		10		7	4	0		

Fuente: (Manual de Mecanica de Rocas, 1997)

A continuación, en la Tabla 1.6, se asignará el puntaje respectivo de los diferentes parámetros.

Tabla 1.6 Parámetros establecidos

<b>PARAMETROS DE VALORES</b>		
	Valor	Rango de Valor
Índice de Point Load Test Is (50)	1600 Kg/cm <sup>2</sup> (156,90Mpa)	12
RQD	72,1%	13
Distancia entre diaclasas	1,07m	25
Condiciones de Diaclasas	B	20
Condición Hidrológica	Agua Intensa	0
RMR		70

En la Tabla 1.7 se asignó los valores corregidos con sus respectivos ábacos, para la adecuada determinación del RMR.

Tabla 1.7 Parámetro de Valores Corregido por ábaco

<b>PARAMETROS DE VALORES</b>		
	Valor	Rango de valores Corregidos
Índice de Point Load Test Is (50)	1600 Kg/cm <sup>2</sup> (156,90Mpa)	12,45
RQD	72,1%	14
Distancia entre diaclasas	1,07m	14,8

Condiciones de Diaclasas	B	20
Condición Hidrológica	Agua Intensa	0
RMR corregido	61,25	

#### 1.4 Análisis actual de perforación (costos)

La empresa Luzagui, dispone actualmente con una máquina perforadora con su respectivo varillaje siendo el medio de transmisión de energía, cuenta también con un fluido de barrido que efectúa la limpieza y evacuación del detrito producido. En la Tabla 1.8 se describe la maquinaria de perforación utilizada por la empresa.

Tabla 1.8 Equipo de Perforación

<b>EQUIPO Y MAQUINA UTILIZADO</b>	
Martillo Rompedor 1U	Marca: Fukurawa 1000
Drill 1U	Marca: Fukurawa

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

Para el cálculo de los costos de perforación obtuvimos los datos que se encuentran en la Tabla 1.9 con los siguientes valores:

Tabla 1.9 Variables de Perforación

DATOS	
Densidad del macizo rocoso	(BASALTO): 2.8 g/cm <sup>3</sup>
Resistencia compresiva de la roca:	25.602 PSI
Diámetro de la broca:	3 pulg
Peso operativo de la perforadora:	12.000 kg / 26.400 lb
RPM de la perforadora:	140 rpm/min

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

La empresa Luzagui, actualmente realiza perforaciones basándose en la fórmula postulada por el Dr. Alan Bauer, la cual nos dice que para el cálculo de costos de perforación se determinará primero el rango de penetración, debido a que poseen la perforadora Fukurawa Hcr 1000. La empresa ha realizado sus respectivos cálculos determinando que el rango de perforación para la cantera es de 24 m/h.

A continuación, podemos observar en la Tabla 1.10 los consumos específicos de perforación y voladura que se efectúan actualmente por la empresa.

Tabla 1.10 Consumos específicos de Perforación y Voladura

# de Barrenos realizados por la Empresa	Volumen Arrancado m <sup>3</sup>	Consumo Específico de Perforación	Consumo Especifico de Voladura
98	270	1.09 m/m <sup>3</sup>	0.24 Kg/m <sup>3</sup>

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

Se tiene en cuenta que en la empresa Luzagui, los costos de perforación exceden los valores estándar, esto se debe a factores climáticos, mal diseño de perforación, mala estabilización de taludes y una inadecuada topografía para la explotación de la mina.

### 1.5 Análisis actual de voladura (costos)

La empresa Luzagui, cuenta con explosivos rápidos como detonantes y explosivos lentos denominados deflagrantes.

En la siguiente Tabla 1.11 se especifican los explosivos utilizados en cada voladura, dependiendo de las condiciones ambientales en las que se encuentren.

Tabla 1.11 Tipo y Cantidad de explosivo utilizado

EXPLOSIVO	UNIDAD	CANTIDAD	PESO KG
Anfo normal	Saco 25kg	10,00	250 kg
Emulsen 720 2x8"	Caja 25kg	2,00	50 kg
Emulsen 720 2x16"	Caja 25kg	3,00	75 kg
Pentolita cilíndrica de 225gr.	Caja 25kg	0,50	12.5 kg
Pentolita cilíndrica de 450gr.	Cilindro de 450gr	15,00	6.75 kg
Cordón detonante de 5gr	5 gr CD Metro	550 ml	2.75 kg
Nitrato de amonio	Saco 50kg	15,00	750 kg
Conector de superficie 75 ms	Unidad 1	7,00	N/A
Mecha lenta plastificada	Metros ML	3,00	N/A
Fulminante	Unidad 1	1,00	N/A

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

En la Tabla 1.12 observamos que por cada voladura que realiza la empresa tienen una extracción de material de 4784 m<sup>3</sup>, con una cantidad de explosivo de 0,24 kg/m<sup>3</sup> de extracción de material, con un costo total por voladura de \$3939,99 dólares.

Tabla 1.12 Costo de extracción por Voladura

RESUMEN	VOLUMEN	PESO
Volumen de material explotado	4.784,00 m <sup>3</sup>	8.611,00 Tn
Consumo de explosivos por m <sup>3</sup> (kg)	N/A	0.239 Kg/m <sup>3</sup>
Consumo total de explosivos	N/A	1.146,75 Kg
Costo de voladura	\$3.939,99	
Porcentaje promedio de material triturable	90%	

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

Actualmente la empresa está presentando un diseño de malla para voladura, la misma que necesita de 43 barrenos para cubrir el área a volar, observando en la Tabla 1.13 los siguientes parámetros de voladura.

Tabla 1.13 Parámetros de malla de la voladura

DISEÑO DE MALLA PARA VOLADURA	
Número De perforaciones	43
Total metros de perforación	430 m
Borde:	2.3 m
Espaciamiento:	2.7 m

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

El diseño actual del amarre para la voladura, cuenta con un total de 43 barrenos con sus respectivos retardantes y su cordón detonante.

A continuación, en la Tabla 1.14 se da a conocer las especificaciones de la voladura, así mismo en la Figura 1.4 se encuentra el diseño actual de voladura que se realiza en la empresa.

Tabla 1.14 Especificaciones del diseño de voladura

<b>Profundidad de barrenado:</b>	10 ml
<b>Diámetro de barrenado:</b>	2.5"
	Cordón detonante.
	Microretardos.

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

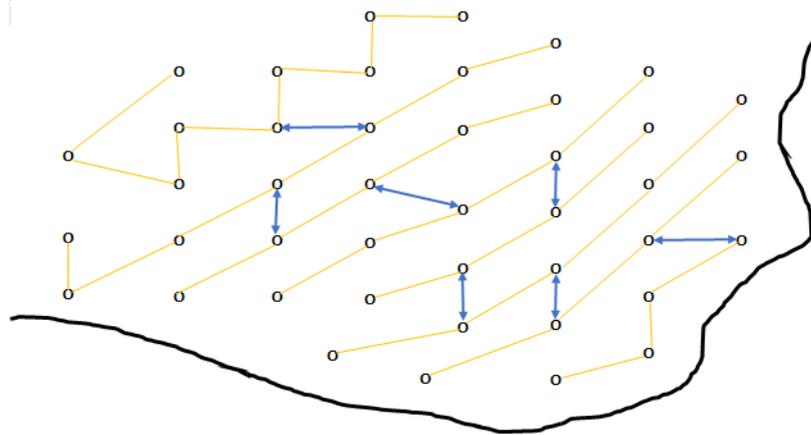


Fig. 1.7 Diseño de Voladura realizado por la Empresa Luzagui

Fuente: (Empresa Luzagui S.A, 2017)

## CAPITULO II

### DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La optimización de perforación y voladura se realizó con el fin de satisfacer la demanda de producción, sin la necesidad de voladuras secundarias, así mismo dar facilidad a los posteriores procesos de trituración, puesto que se ha optado por el método de Langgefors y Kihlstrom viéndolo como el más apto para este proyecto, tomando en cuenta varias variables como son: la resistencia de la roca, las condiciones hidrológicas de la zona, entre otras.

El método Langgefors y Kihlstrom está definido por el cálculo del valor de la piedra máxima. Anterior al cálculo de la piedra máxima, se calculó el factor de fuerza en peso, teniendo la siguiente fórmula:

$$s = -\frac{5}{6} * \frac{EE}{EE_0} + \frac{1}{6} * \frac{VE}{VE_0}$$

Siendo:

- EE: energía específica del explosivo actual (Calor de explosión - Pentolita).
- EE<sub>0</sub>: energía específica del explosivo de referencia (Calor de explosión - Explogel I).
- VE: volumen específico de los gases de explosión para el explosivo actual (Volumen de gases).
- VE<sub>0</sub>: volumen específico de los gases de explosión para el explosivo actual para el explosivo de referencia (Volumen de gases).

Las fórmulas para el diseño son las siguientes:

$$lf = 1,07 * \left(\frac{E}{V}\right) * f * \left(\frac{1}{sf}\right) * V^2 * \hat{C}$$

$$lc = 0,38 * \left(\frac{E}{V}\right) * f * \left(\frac{1}{sc}\right) * V^2 * \hat{C}$$

$$\hat{C} = c + \frac{0,07}{V} \quad \text{para } V < 1,4m$$

$$\hat{C} = c + 0,05 \quad \text{para } V > 1,4m$$

$$hf = 1,3V \quad hc = K - 2V$$

$$Qf = lf * hf \quad Qc = lc * hc$$

$$Qt = Qf + Qc$$

Siendo:

- V: piedra (m)
- E: espaciamento entre barrenos de la hilera (m)
- c: constante de la roca ( $\text{kg/m}^3$ )
- sf: factor de fuerza del explosivo usado para la carga de fondo (adimensional).
- sc: factor de fuerza del explosivo usado para la carga de columna (adimensional).
- f: factor de fisaje al pie.
- lf: densidad lineal carga de fondo ( $\text{Kg/m}$ ).
- lc: densidad lineal carga de columna ( $\text{Kg/m}$ ).
- hf: longitud carga de fondo (m).
- hc: longitud carga de columna (m).

- Qf: carga de fondo (Kg).
- Qc: carga de columna (Kg).

Para el cálculo del espaciamiento de barrenos, se debe tomar en cuenta el diámetro de los barrenos y el espesor  $V$  de la roca arrancada, se tiene en cuenta la relación con el espaciamiento  $E$  entre cada barreno, siendo lo ideal que éste se encuentre dentro de estos rangos  $E/V=1,2 - 1,3$ , por consiguiente si nos encontramos con un  $E/V \gg 1,3$  se realizaría un corte muy irregular, en cambio para un  $E/V \ll 1,2$  quiere decir que el corte sería regular, pero éste tendría una fragmentación de la roca muy baja y podría darse un deslizamiento de material.

De modo que, tendremos como punto principal el cálculo de la roca máxima, aprovechando la explotación de cada barreno, no obstante, se tiene varias variables que se toman en cuenta para que se dé una voladura ideal:

- Concentración de la carga de fondo ( $Q_f = \text{Kg/m}$ ).
- Factor de fuerza del explosivo ( $s$ ).
- Constante de la roca ( $c$ ).
- Grado de fisaje al pie ( $f$ ).
- Distancia entre barrenos ( $E$ ).

Teniendo en cuenta todos estos factores extraemos la fórmula de la piedra máxima, obteniendo en la Tabla 2.1 el resultado.

$$V = \sqrt{\frac{sf * lf}{\hat{C} * f * \left(\frac{E}{V}\right) * 1,07}}$$

Tabla 2.1 Cálculo de la Roca máxima

Constante de la roca		
$\hat{C}$	0,4	Kg/m <sup>3</sup>
Piedra máxima		
V	2,8	m

### 2.1 Malla de perforación

En la cantera se dará la implementación de una determinada malla de perforación dando sus respectivos criterios de diseño, pues para el cálculo se necesitó la topografía del lugar obteniendo un área exacta de donde se van a realizar los barrenos y cómo van a estar distribuidos, de manera que se tuvo en cuenta las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, entre otras cosas.

La longitud de perforación de los barrenos normalmente son de 6 metros, aunque en temporadas de invierno se utilizan barrenos de 3 a 3,40 metros, esto se debe a que en esta temporada al perforar más de 3,40 metros se llega a una zona que contiene abundante agua subterránea, haciendo que se pueda provocar daños en los explosivos y posteriormente una mala voladura, también tenemos que la altura del talud es de 20 metros, salvo en algunas áreas donde se podrán realizar los barrenos de menor longitud, esto dependerá de cómo se encuentre el área a intervenir y el diámetro de la broca de perforación es de 0,076 metros.

La malla de perforación propuesta contiene un número de 3 hileras, y por cada hilera 7 barrenos, dando un total de 21 barrenos que se van a incorporar en la zona.

La longitud de perforación de cada barreno será de 6,8 metros y con un total de 143,6 metros incluyendo la sobreperforación.

Así mismo, se obtiene una perforación específica de  $0,08 \text{ m/m}^3$ , es decir se perfora 0,08 metros, extrayendo 1 metro cúbico de material, por lo cual se indica que está en un rango ideal.

La malla que se va a usar es triangular equilátera con un espaciamiento (E/V) de E 8,4 metros y un burden de 3 metros, todos estos datos podemos ver en la Tabla 2.3.

## 2.2 Cálculo de voladura

Como ya se mencionó anteriormente, se utilizó para el cálculo de voladura el método de Langefors y Kihlstrom, siendo el más idóneo para la zona a explotar.

El objetivo de arranque de material sería de 3000 metros cúbicos, lo cual sería ideal para la empresa.

<b>Objetivo de Arranque m3</b>
3000

Otro dato que puede variar es el factor de fisaje (f) que en este caso es 0,9, en vista de que los ángulos de corte van desde  $70^\circ$ , dependiendo de cómo se encuentra la inclinación de los ángulos.

La concentración lineal máxima de columna se determina por el tamaño del diámetro del barreno y por la sustancia explosiva que se esté usando; la concentración lineal máxima de fondo tendría las mismas variables.

Para el cálculo de la concentración lineal máxima de la carga de columna se necesitaron los datos de la densidad de la sustancia explosiva que en este caso sería el

Explogel I, y para la concentración lineal máxima de fondo se usó la densidad de la Pentolita.

Para el cálculo del factor de fuerza de la carga de fondo, se utilizará la fórmula antes mencionada.

$$s = -\frac{5}{6} * \frac{EE}{EE_0} + \frac{1}{6} * \frac{VE}{VE_0}$$

Para ello se necesitaron datos de los explosivos usados en este caso son Explogel I y Pentolita. El Explogel I usado como explosivo de columna y la Pentolita como explosivo de fondo.

Lo que vamos a necesitar para la carga de columna es 1 Kg, y éste tendrá una altura de 0,40 metros, estos valores observaremos en la Tabla 2.2.

Tabla 2.2 Cálculo de carga de columna

Densidad lineal carga de columna		
lc	3,2	Kg/m
Altura de carga de columna		
hc	0,4	M
Carga de columna		
Qc	1	Kg

En los cálculos de voladura que observamos en la Tabla 2.3, obtuvimos resultados de la carga de fondo de cada barreno, con una altura de 3,6 metros y con una carga de 10 kg, así mismo se tiene los datos de cuanto carga necesitaremos en cada una de las columnas siendo 1 Kg con 0,4 metros con un espaciamiento entre cada barreno de 8,4 metros.

Tabla 2.3 Cálculo de carga de fondo y Espaciamiento

Altura de la carga de fondo		
hf	3,6	m
Carga de fondo		
Qf	10	Kg
Espaciamiento entre barrenos		
E/V	8,4	m

### 2.3 Cálculo de volúmenes y consumo específico

Para extraer un volumen estimado de 3000 metros cúbicos, son necesarios 21 barrenos, cada barreno extraerá un volumen de material de 140,5 metros cúbicos.

Esto dependerá de cómo se encuentre el área topográfica, planteando la distribución de los barrenos como se puede observar en la Tabla 2.4 y Anexo 9, que se colocan 3 hileras de 7 barrenos obteniendo un total de 21.

Tabla 2.4 Distribución de barrenos

Numero de hileras (M)	3
Numero de barrenos por hileras (N)	7

Al dimensionar la carga de los barrenos, sabiendo su peso y calidad se establece cuanto explosivo vamos a utilizar, en este caso se emplearía una carga total de barrenos de 11,5 Kg, con una longitud de cada barreno de 6,8 metros incluyendo la sobreperforación y el retacado.

El área a intervenir tendrá una carga total de voladura con un estimado de  $240,8 \text{ m}^3$ , y longitud total de perforación de  $143,6$  metros con un volumen de arranque de  $2951 \text{ m}^3$ .

El consumo específico de explosivo, es generalmente una cantidad media definida, como la razón que hay entre la carga total que se va a usar y los metros cúbicos que se extraen de material, teniendo como consumo  $0,08 \text{ Kg/m}^3$ , que en este caso está en los rangos ideales.

La perforación específica viene hacer la relación que hay entre la longitud total de perforación, con el volumen total de la roca arrancada teniendo un  $0,05 \text{ m/m}^3$ .

## CAPITULO III

### EVALUACIÓN DE RESULTADOS

Para tener un análisis económico claro de perforación y voladura es necesario tener en cuenta algunos parámetros, en vista de que obtenemos costos de perforación, mantenimiento, reparaciones, mano de obra, combustible, energía, costo de aceite, grasas y filtros, etc.

Los parámetros que se deben tener en cuenta en una voladura sería los tipos de explosivos que se van a usar, ya sea para invierno o verano, accesorios de voladura, diseño de voladura, secuencia de salida y direccionamiento de voladura.

#### 3.1 Perforación

Los costos operativos de perforación se basan en los respectivos cálculos de voladura, obteniendo la longitud y número total de barrenos. También tendremos la longitud de cada barreno y cuanto material se va a extraer.

El volumen que se va a extraer de cada barreno es de  $140,5 \text{ m}^3$  y el objetivo de arranque de material es de  $3000 \text{ m}^3$ , con un número total de barrenos de 21 y con carga total de cada barreno de 11,5 Kg de sustancia explosiva, como podemos ver en la Tabla 3.1 especificando los valores del cálculo de voladura.

Tabla 3.1 Cálculo de volúmenes de perforación

Volumen arrancado de cada barreno		
Vb	140,5	m3
Volumen Total		
Vt	3000	m3

Número total de barrenos		
Ntot	21	Barrenos
Carga total de barreno		
Qtot	11,5	Kg

### 3.2 Voladura

Para los costos de voladura, es necesario tener en cuenta en qué condiciones hidrológicas se encuentra la zona, para optar por los mejores explosivos, así como los micro-retardos, cordón detonante, entre otros. Dependiendo del número de barrenos que se vayan aplicar en la zona se sacaría un estimado de cuánto costaría una voladura.

Podemos ver en la Tabla 3.2 el cálculo de longitud de voladura y carga de barrenos. Cada barreno tendrá una longitud de 6,8 metros como se dijo anteriormente incluyendo la sobreperforación y retacado, toda la voladura va a tener una carga de 240,8 metros cúbicos, y la perforación total que se va a realizar en el área establecida va a ser de 143,6 metros con un volumen de arranque de material de 2951 m<sup>3</sup>.

Tabla 3.2 Cálculo de longitud de voladura y carga de barrenos.

Longitud de cada barreno		
H	6,8	m
Carga total de voladura		
Qv	240,8	m <sup>3</sup>
Perforación total de la voladura		
Lp	143,6	m
Volumen total arrancado		
Vtot	2951	m <sup>3</sup>

### 3.3 Análisis de índices.

El objetivo principal de un análisis de costos, es la rentabilidad para que la empresa se mantenga a flote a lo largo del proyecto, teniendo así vida útil con ganancias y buenas utilidades.

La constructora Luzagui no cuenta con un buen diseño de perforaciones y voladuras, por lo que sus gastos en ambas operaciones son demasiado elevados como podemos ver en la Tabla 1.10 y los consumos de perforación en la Tabla 1.12.

El costo de voladura resulta ser demasiado elevados, siendo estos datos recientes de la empresa pues, para la extracción de volumen de material de  $270 \text{ m}^3$  a  $300 \text{ m}^3$  necesitaron 98 barrenos, con un consumo específico de perforación de  $1.09 \text{ m/m}^3$ , los cuales se encuentran muy elevados, necesitando 1.09 metros por cada metro de extracción de material, con un consumo de explosivo de 0,24 kg por cada metro cúbico de material.

El consumo específico para la perforación es de 0,05 metros por cada metro cúbico de extracción, así mismo para la voladura es necesario 0,08 Kg por cada metro cúbico de material; es decir, que el consumo tanto para la perforación como para la voladura es muy poco comparado con los gastos y consumos que requieren la empresa para realizar una voladura, solo haciendo una comparación con los volúmenes extraídos podemos darnos cuenta de que la optimización resulta ser muy eficaz tanto en el consumo de explosivos como en el número de barrenos de perforación.

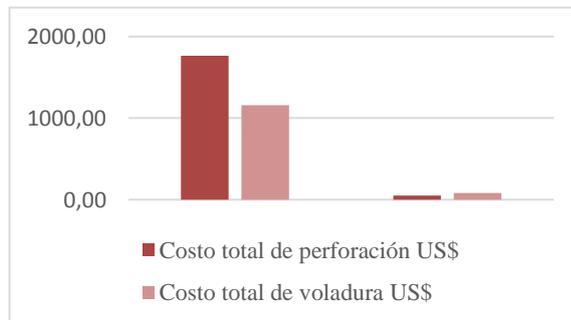
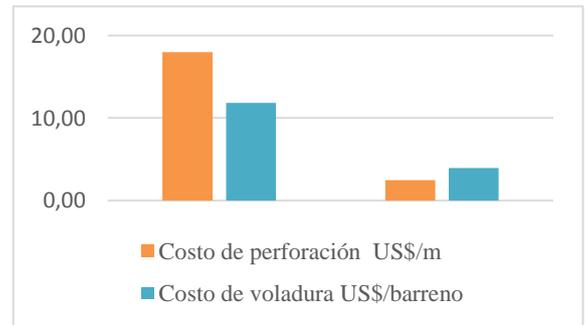
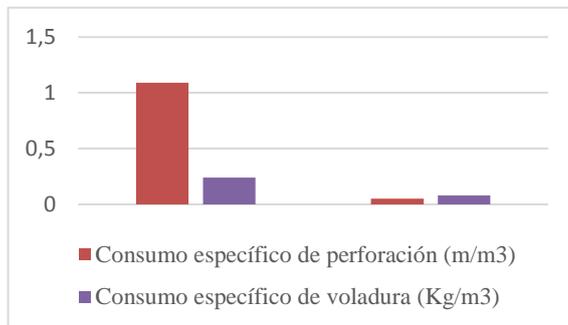
Tabla 3.3 Resultados de Índices

Número de Barrenos	Comparación de Costos		
# de Barrenos Optimizados	Volumen Arrancado m <sup>3</sup>	Consumo Específico de Perforación	Consumo Especifico de Voladura
21	2951	0,05 m/m <sup>3</sup>	0,08 Kg/m <sup>3</sup>

A continuación, en la Tabla 3.4 podemos observar tanto los valores económicos actuales de la empresa como el diseño de optimización propuesto.

Tabla 3.4 Análisis Económico en base a Índices

Descripción	Diseño actual de la empresa	Diseño optimizado propuesto
Consumo específico de perforación (m/m <sup>3</sup> )	1.09	0.05
Consumo específico de voladura (Kg/m <sup>3</sup> )	0.24	0.08
Costo de perforación US\$/m	17.99	2.48
Costo de voladura US\$/barreno	11.8	3.94
Número de barrenos aplicados	98	21
Costo total de perforación US\$	1762.53	51.98
Costo total de voladura US\$	1158.5	82.75
<b>COSTO TOTAL US\$</b>	<b>2921.00</b>	<b>134.72</b>



## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### Conclusiones:

- El análisis que se emplea actualmente para la aplicación de la malla de perforación nos dice que tienen un mal diseño tanto de perforación como de voladura, demostrando que necesitan 98 barrenos para un volumen de extracción tan poco como es un estimado de 300 m<sup>3</sup>, por lo que esto destinaria que en un solo frente de trabajo se emplearía mucho tiempo de perforación, exceso de carga de sustancia explosiva y con ellas el costo de perforación elevado.
- La empresa Luzagui en época de verano realiza perforaciones que son de 6 metros y en épocas de invierno perforaciones de 3 metros, lo que quiere decir que en invierno la empresa aplica un número de perforaciones mayor que en verano, esto es debido a que los factores climáticos no son favorables para poder realizar una perforación mayor a 3 metros, obteniendo un elevado consumo de sustancia explosiva para varios barrenos; sería más recomendable no realizar voladuras en épocas de lluvia.
- En diferentes áreas de la cantera la empresa opta por realizar un número elevado de perforaciones esto se debe a que la empresa no cuenta con una topografía adecuada, no obstante la empresa no hace uso de esta, por lo cual no tiene un diseño conforme de perforación, esto quiere decir que no realizan un diseño previo al área a intervenir,

por lo que el volumen de extracción es menor al número de barrenos aplicados, o en algunos casos se necesitarían una voladura secundaria.

### **Recomendaciones:**

- Para los trabajos de perforación y voladura de esta empresa es recomendable desechar el sistema de explotación que tienen aplicándolo por largo tiempo, como se mencionó anteriormente se realizan exageradas perforaciones para extraer poco volumen de material obteniendo así un elevado costo de perforación y uso de explosivos, con la aplicación del método de perforación y voladura de Langgefors y Kihlstrom se obtuvo resultados teóricos ideales, dando así una buena optimización, puesto que con estos cálculos aplicaríamos mucho menos barrenos (21) y con un volumen de arranque de material  $2951 \text{ m}^3$ , es decir el triple de lo que están extrayendo actualmente.
- Para que la empresa tenga una rentabilidad muy favorable en todo el año, lo más factible sería realizar varias voladuras antes de que inicien los meses lluviosos y así cumplir con un stock de material, para que cuando llegue la temporada de invierno se realicen solo procesos de trituración sin la necesidad de realizar voladuras, lo que conllevaría a que la empresa no tenga gastos elevados en estas operaciones, y no se detengan a posteriores fases.

- Al aplicarse el nuevo método de perforación y voladura, lo más recomendable sería optar por seguir optimizándolo, así pues muchas de las variables de perforación cambian dependiendo del lugar al que se quiera explotar ya sea la altura del banco, la resistencia de la roca, la zona a explotar, longitud de cada barreno, carga de cada barreno para obtener datos específicos de cuanta sustancia explosiva usar y cuántos barrenos se perforar.

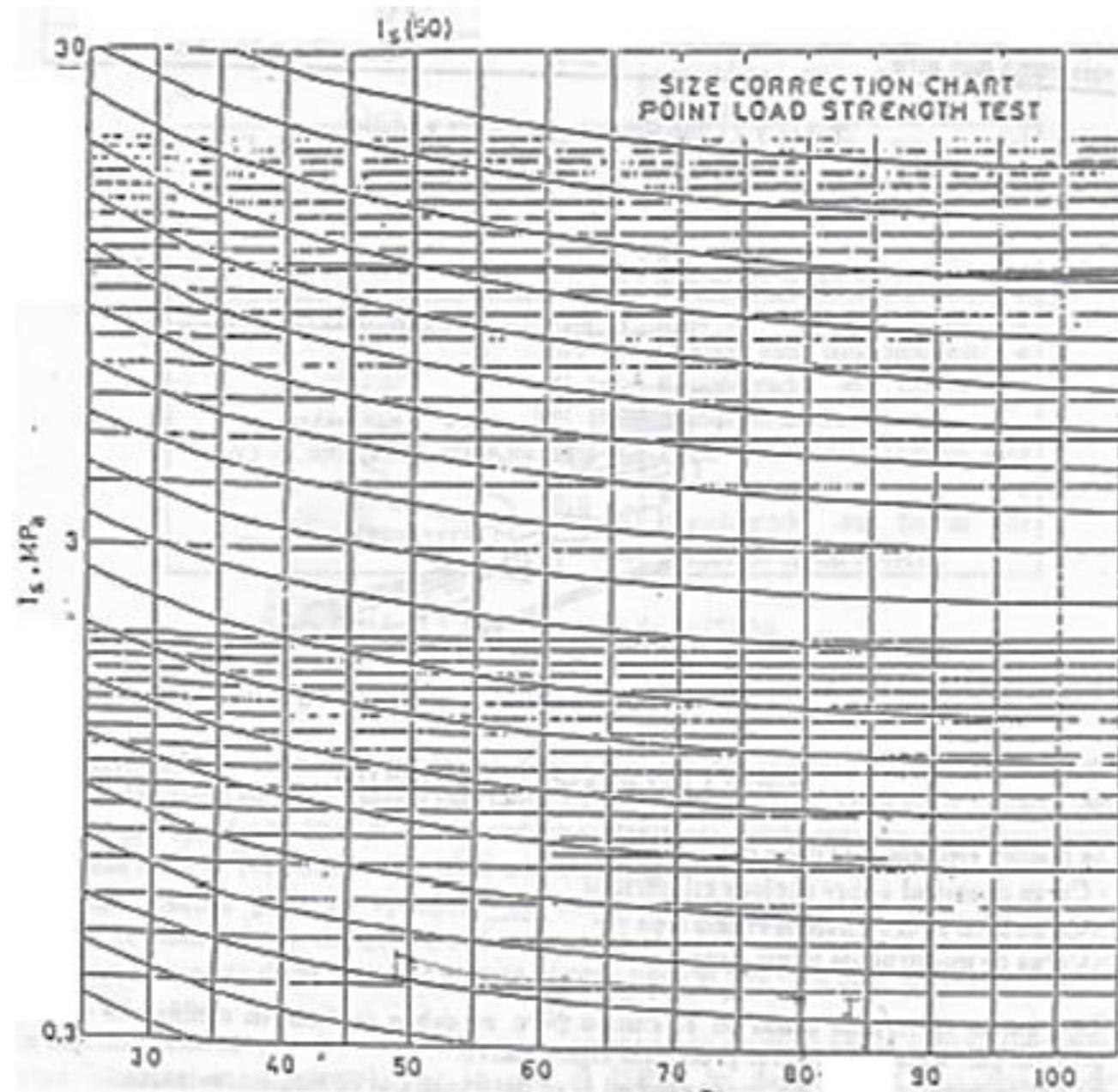
## **BIBLIOGRAFÍA**

- B., I. G.-I. (1991). Notas de Curso de Arte Minero i. Cuenca: Programa de Cooperación Italo-Ecuatoriano.
- Billings, M. p. (1974). Geología Estructural. Buenos Aires: Editorial Universitaria de Buenos Aires - Rivadavia.
- C.A, E. (1997). Catálogos de Productos y Servicios . Quito.
- E., B. F. (2001). Caracterización Geomecánica de las Rocas de la Cantera Perteneciente a la Corporación de Cemento Andino C.A. Ubicada en el Municipio Candelaria, Estado Trujillo. Caracas .
- Escobar, G. D. (2003). Manual de Geologia para Ingenieros - Macizos Rocosos. Guajira .
- Feijoo, T. P. (1997). "Manual de Mecanica de Rocas y Estabilidad de tuneles y taludes". Tesis no publicada previa a la obtención de Ingeniería en Minas. Universidad del Azuay. Cuenca, Ecuador
- Técnicos, I. C.-D. (2016). Integración Geotécnica y Diseño preliminar. Mexico DF: Col. Acasias .
- Toledo, I. G. (2016). Informe de Produccion Anual- "Área Minera Luzagui". Guayaquil, Ecuador.
- VILLARREAL, Y. V. (2012). Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth. Trabajo de Grado

para optar el Título de Ingeniera de Minas. Universidad Central del Ecuador.  
Quito, Ecuador

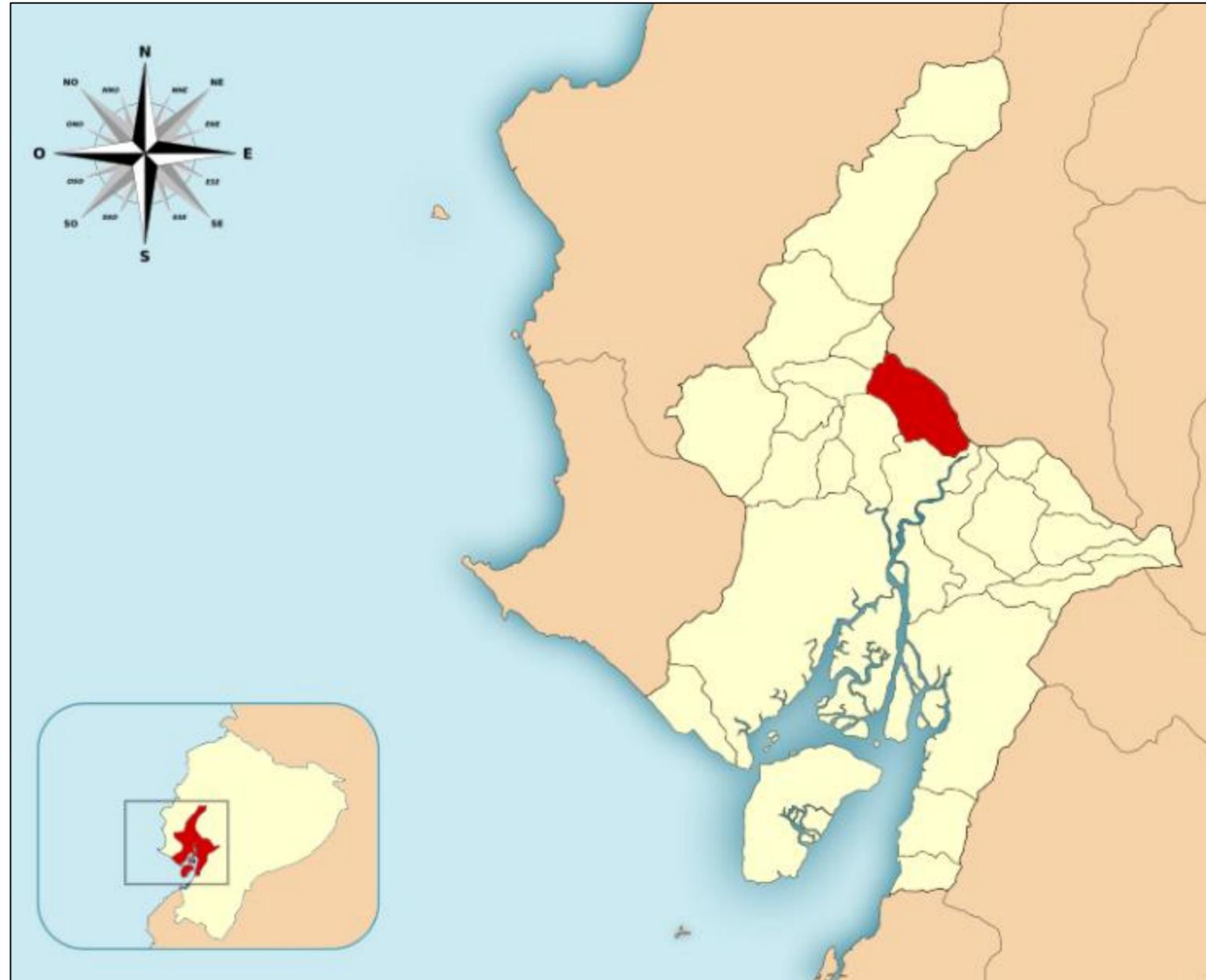
ANEXOS

ANEXO 1 Abaco de corrección del  $I_s$  (50)



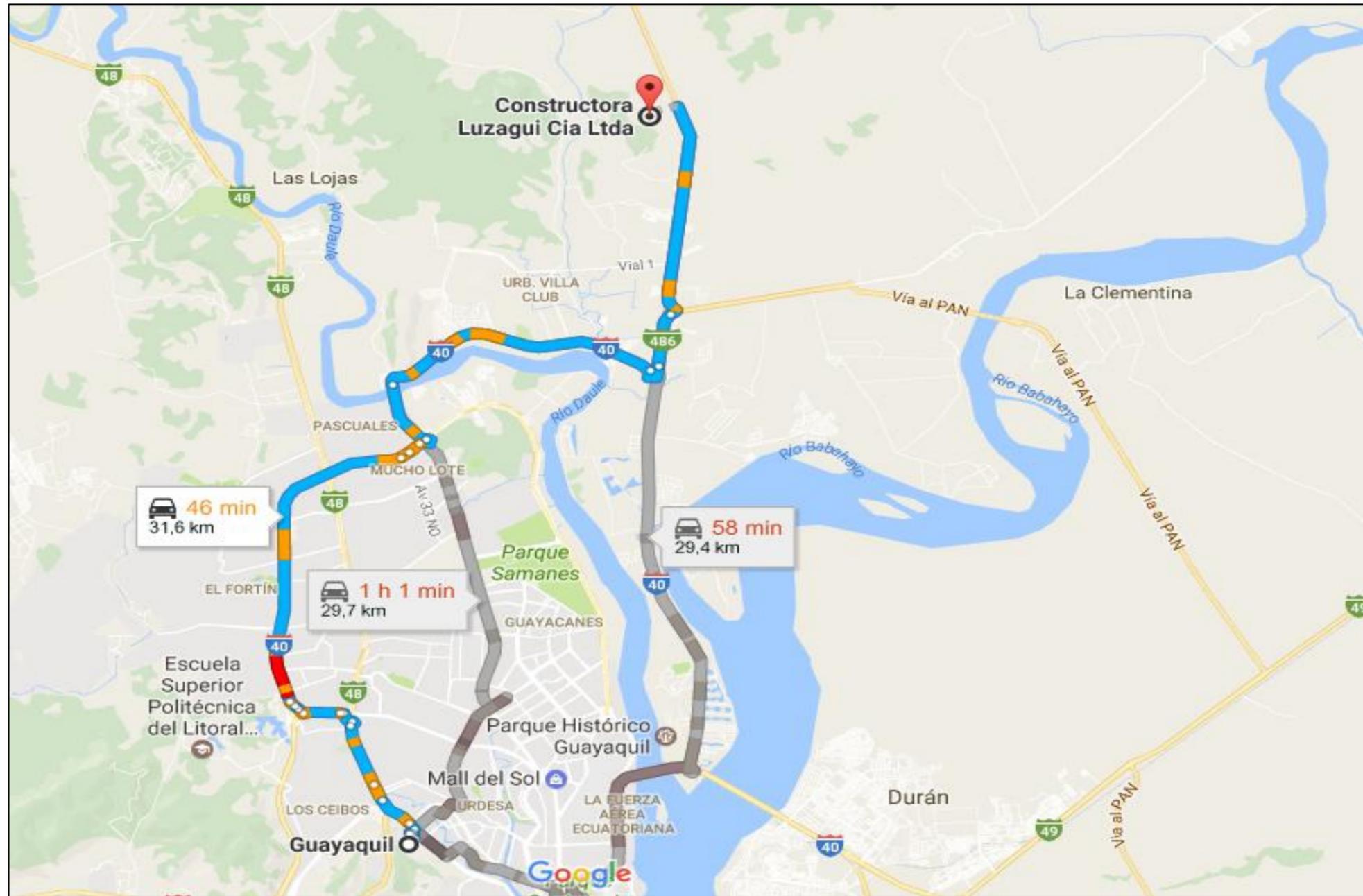
Fuente: (Manual de Mecánica de Rocas, 1997)

ANEXO 2 Mapa de ubicación Geográfica del proyecto



Fuente: (Wikipedia The Free Encyclopedia, 2017)

ANEXO 3 Ruta vial terrestre a la Constructora Luzagui S.A



Fuente: (Imagen Google Maps, 2017)

ANEXO 4. Área intervenida por la voladura



ANEXO 5. Prueba de resistencia a la compresión simple



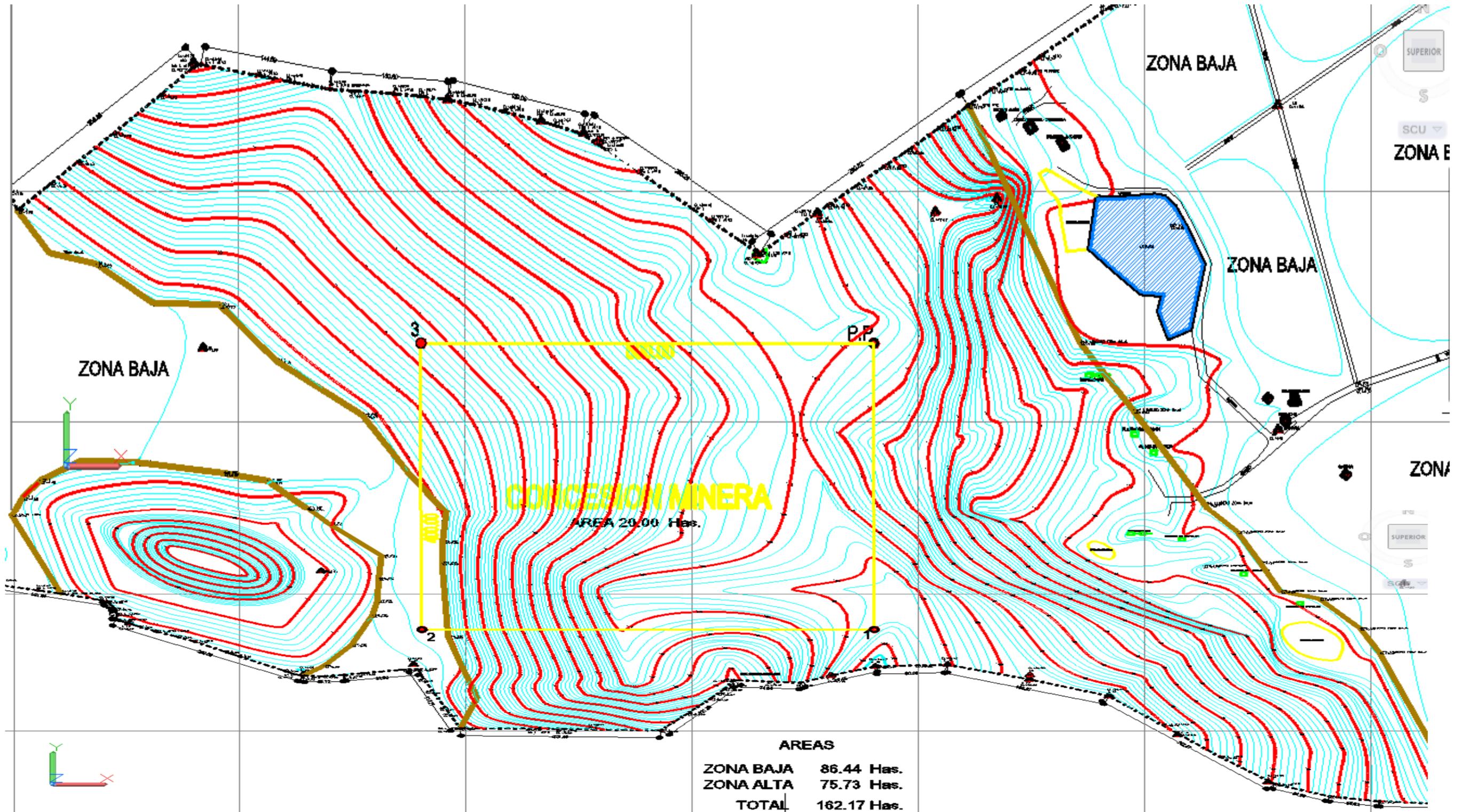
ANEXO 6. Obtención de las discontinuidades para el RQD



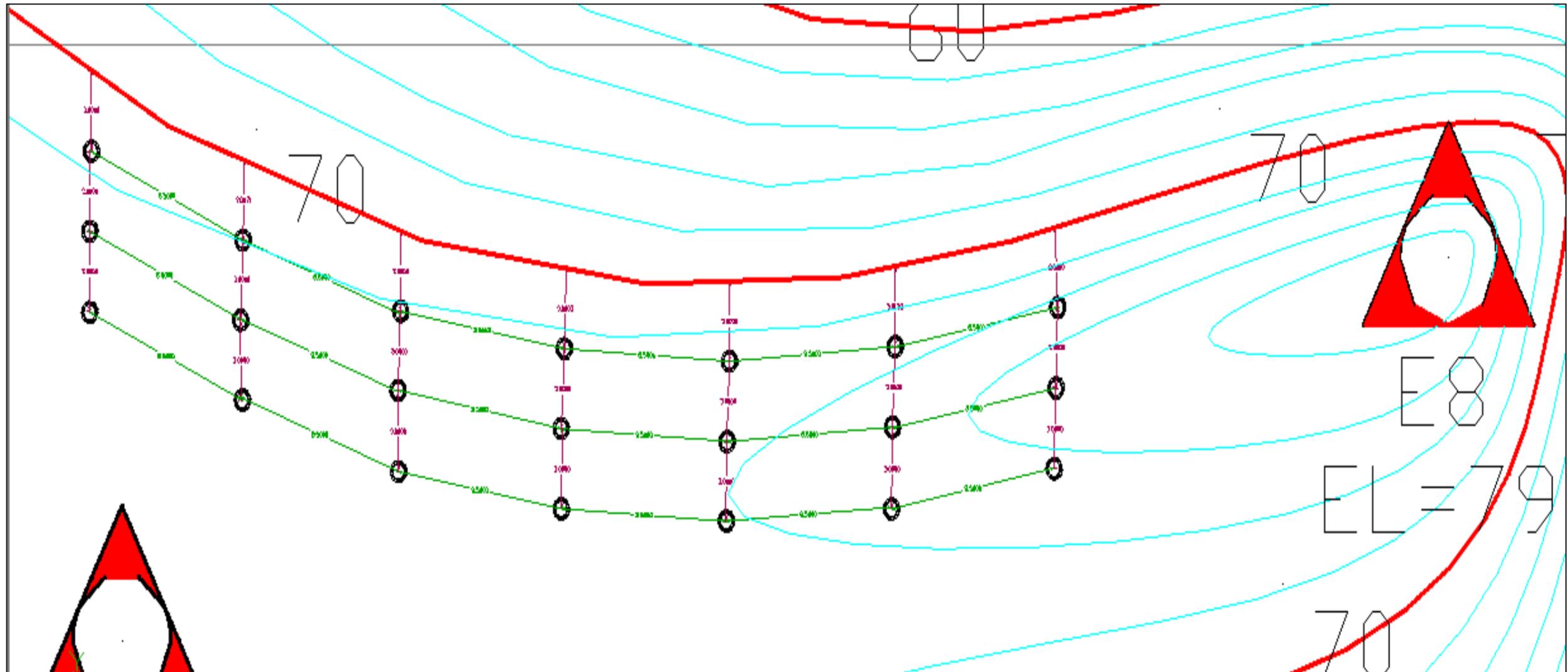
ANEXO 7. Obtención de los datos del espaciamiento medio de las discontinuidades



ANEXO 8. Plano Topográfico de la Constructora Luzagui

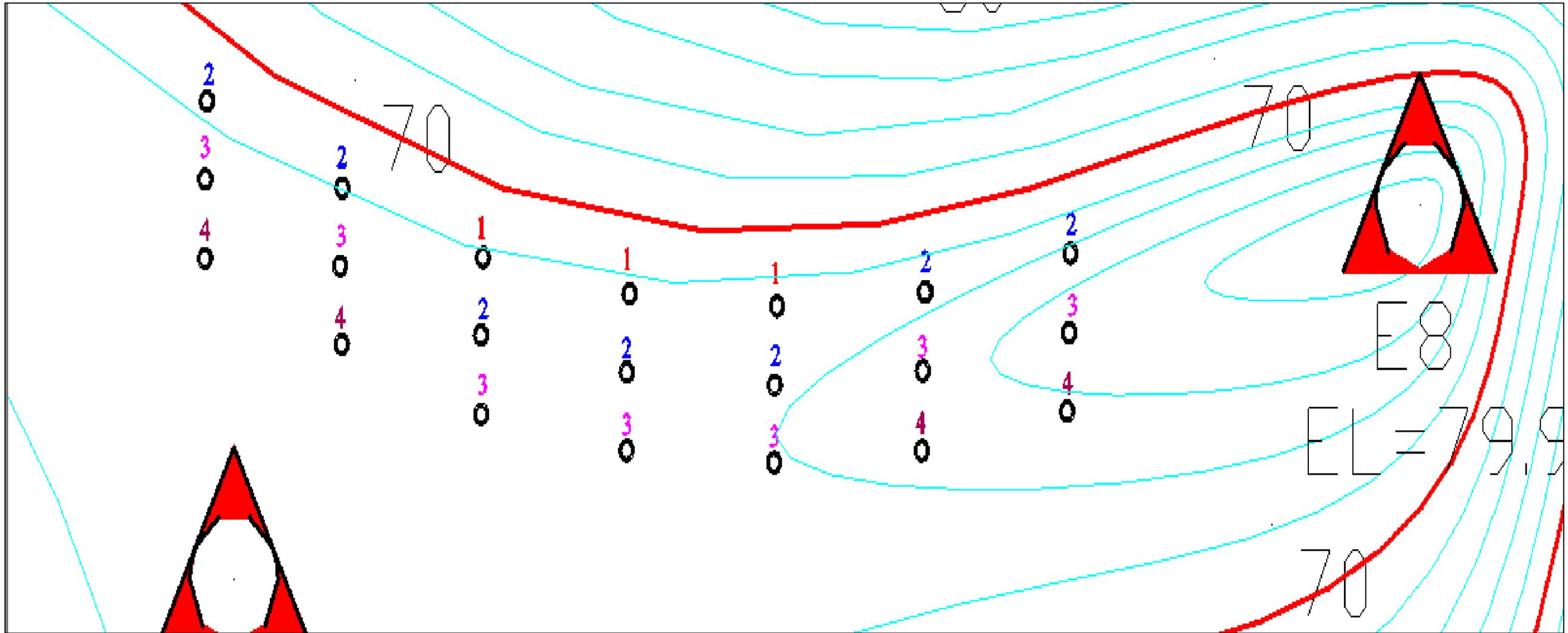


ANEXO 9. Malla de perforación propuesta



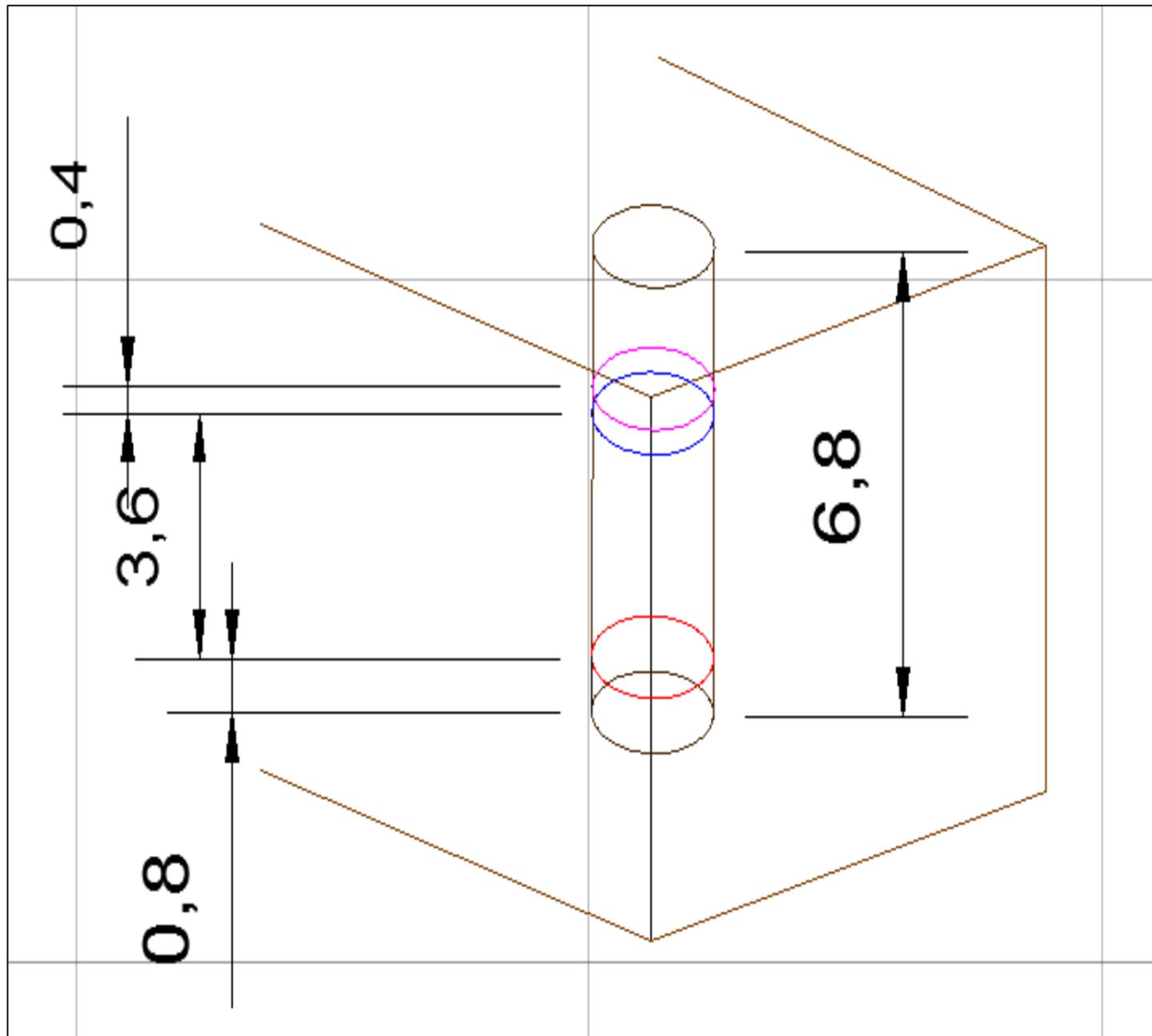
BURDEN	
ESPACIAMIENTO	
BARRENOS	

ANEXO 10. Secuencia de minado propuesto



PRIMER DISPARO	○
SEGUNDO DISPARO	○
TERCER DISPARO	○
CUARTO DISPARO	○

ANEXO 11. Diseño de Distribución de carga explosiva



<b>SOBREPERFORACIÓN</b>		<b>0,8 m</b>
<b>CARGA DE FONDO</b>		<b>3,6 m</b>
<b>CARGA DE COLUMNA</b>		<b>0,4 m</b>
<b>RETACADO</b>		