



**ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO**  
**EXTENSION MORONA SANTIAGO**  
**FACULTAD DE RECURSOS NATURALES**  
**ESCUELA: AGRONOMIA**  
**CARRERA: INGENIERIA DE GEOLOGÍA Y MINAS**

**DISEÑO DE EXPLOTACION A CIELO ABIERTO DE LAS CALIZAS DE  
CHUWITAYO –CHIGUAZA.**

Trabajo de titulación presentado previo a la obtención del título de:  
**INGENIERO EN GEOLOGIA Y MINAS**

**AUTOR**  
**ALEX GEOVANNY OTACOMA TOAPANTA**

**MACAS- ECUADOR**

**2016**

## DECLARACIÓN DE AUTENTICIDAD

Yo, Alex Geovanny Otacoma Toapanta, declaro que el presente trabajo de titulación es de mi autoría y que los resultados del mismo son auténticos y originales. Los textos constantes y el documento que provienen de otras fuentes están debidamente citados y referidos.

Como autor, asumo la responsabilidad legal y académica de los contenidos de este trabajo de titulación.

Macas, 28 de julio de 2016



Alex Geovanny Otacoma Toapanta

C.I. 1400702617

## APROBACION DEL TRIBUNAL

EL TRIBUNAL DEL TRABAJO DE TITULACIÓN CERTIFICA QUE: El trabajo de investigación titulado "DISEÑO DE EXPLOTACION A CIELO ABIERTO DE LAS CALIZAS DE CHUWITAYO -CHIGUAZA", de responsabilidad del Sr. egresado Alex Geovanny Otacoma Toapanta, ha sido prolijamente revisado autorizada su presentación.

En la ciudad de Macas, a los 4 días del mes Agosto del 2016

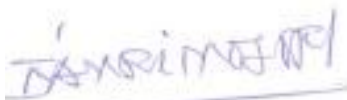
Para constancia de lo actuado firma:

### TRIBUNAL DEL TRABAJO DE TITULACIÓN



Ing. Patricia Núñez

**PRESIDENTE DEL TRIBUNAL**



Ing. Iván Pino Loza

**DIRECTOR**



Ing. Marco Mejía

**MIEMBRO DEL TRIBUNAL**

## DEDICATORIA

A mi estimado padre MANUEL EDUARDO OTACOMA MENDOZA y mi querida madre MARIA LORENZA TOAPNATA OÑA por su sabiduría y apoyo incondicional que me han sabido dar a lo largo de mi vida, sin escatimar esfuerzo alguno a la hora de cumplir una de las metas más grandes que me he propuesto y permitido llegar a donde estoy ahora.

A mis hermanos por enseñarme lo importante de la amistad y cariño q se necesita al momento de plantearse y cumplir este objetivo.

A mis profesores que han tenido paciencia al momento de transmitir toda su sabiduría en mi formación académica y en base a esto poder desenvolverme profesionalmente en la sociedad.

## AGRADECIMIENTO

A DIOS, por haberme brindado salud y bendiciones cada día dándome la fortaleza en los momentos más difíciles que se presentan en la vida.

A mi familia, por el apoyo en todo momento y su confianza que me supieron transmitir a lo largo de la vida.

A la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO por la oportunidad de poderme superar en esta vida y ser una persona útil para la sociedad.

Al Ingeniero Fernando Fierro por su paciencia y el don de transmitir la información.

Al Ing. Marco Mejía, miembro del tribunal, quien me apoyó para la realización del presente trabajo de investigación.

Un agradecimiento especial al Ingeniero Iván Pino Loza por el apoyo para el presente trabajo de titulación.

# Contenido

INTRODUCCIÓN.....	1
CAPITULO I .....	2
1    MARCO REFERENCIAL.....	2
1.1    ANTECEDENTES. ....	2
1.2    PROBLEMA .....	2
1.3    JUSTIFICACIÓN.....	3
1.4    OBJETIVOS .....	3
1.5    HIPOTESIS .....	3
1.6    ASPECTOS GENERALES .....	4
CAPITULO II .....	7
2    MARCO TEÓRICO.....	7
2.1    DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA DEL ÁREA DE ESTUDIO .....	7
2.2    CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES.....	8
2.3    CARACTERÍSTICAS DEL MINERAL EXISTENTE EN EL DEPÓSITO .....	9
CAPITULO III .....	11
3    METODOLOGÍAS Y TÉCNICAS .....	11
3.1    TIPO DE ESTUDIO.....	11
3.2    CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO .....	13
3.4    CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO .....	17
CAPITULO IV .....	21
4.1    NECESIDADES DE PRODUCCIÓN.....	21
4.2    DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO DE LA MINA. ....	21
4.3    PROGRAMA DE PRODUCCIÓN.....	22
4.3.1    Número de días laborables .....	23
4.3.2    Producción diaria de la cantera y rendimiento por jornada de trabajo.....	23
4.4    DISEÑO DE VÍAS DE ACCESO.....	26
4.5    METODO DE EXPLOTACION ELEGIDO .....	27
4.5.1    Elección del sistema de explotación .....	27
4.6    DISEÑO GEOMÉTRICO DIMENSIONES DE LA MINA.....	28
4.6.1    Dirección óptima de explotación .....	28

4.6.2	Profundidad de la Cantera (H).....	29
4.6.3	Determinación de altura de los bancos.....	30
4.6.4	Ángulo de talud del banco. ....	31
4.6.5	Plataforma de trabajo del banco.....	33
4.7	SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN .....	37
4.7.1.1	Diámetro de barrenos .....	37
4.7.1.2	Burden ( $\emptyset$ ) .....	38
4.7.1.3	Sobre Perforación (SP) .....	38
4.7.1.4	Profundidad de Taladro (L).....	39
4.7.1.5	Longitud del Barreno .....	39
4.7.1.5	Espaciamiento (E).....	40
4.7.1.6	Perforación Especifica .....	40
4.8.	PARÁMETROS DE VOLADURA .....	41
4.8.2	Carga de fondo (CF).....	41
4.8.3	Carga de columna (CC) .....	42
4.9	PARÁMETROS DE CARGUÍO DE EXPLOSIVO POR BARRENO.....	42
4.9.1	Longitud de taco (T) .....	42
4.9.2	Carga de Explosivos por Metro de Barreno (Cexpl) .....	42
4.9.3	Carga de explosiva por barreno .....	43
4.9.4	Consumo específico de explosivo.....	44
4.10	MALLA DE BARRENACION .....	44
4.11	SISTEMA DE ENCENDIDO.....	44
4.12	RETADO ENTRE BARRENOS EN BANCOS .....	45
4.13	RETARDO ENTRE HILERAS .....	45
4.14	SELECCIÓN DE EQUIPOS .....	47
CAPÍTULO V .....		54
5	ANÁLISIS ECÓNOMICO PARA MEDIR LA FACTIBILIDAD DE LA EXPLOTACIÓN. ....	55
5.1	CRITERIO DE FACTIBILIDAD DE LA EXPLOTACIÓN .....	55
5.2	CÁLCULO DEL COSTOS TOTALES PARA LAS PROYECCIONES .....	61
5.3	DETERMINACIÓN DE LA TASA MÍNIMA ACEPTABLE DE RENDIMIENTO (TMAR). ....	62
5.4	CÁLCULO DEL VALOR ACTUAL NETO (VAN). ....	63
5.5	CÁLCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR). ....	64

RESUMEN DE TRABAJO DE TITULACIÓN .....	66
CAPITULO VI .....	67
6.1 CONCLUSIONES .....	67
6.2 RECOMENDACIONES .....	68
CAPITULO VII .....	69
7.1 RESUMEN .....	69
7.2 ABSTRACT .....	70
7.3 BIBLIOGRAFÍA .....	71
7.4 ANEXOS .....	73



## LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Ubicación geográfica del sector de estudio.....	4
Tabla 2: Composición Química del Mineral.....	9
Tabla 3: Características Físico Mecánica de la Roca.....	10
Tabla 4:Reservas Probadadas.....	10
Tabla 5: Análisis de resultados .....	15
Tabla 6: Tabla de calificación por el índice Q.....	19
Tabla 7:Suma de los factores para la clasificación del macizo rocoso .....	20
Tabla 8:Clasificación del macizo rocoso de acuerdo al índice Q.....	20
Tabla 9:Parámetros De Trabajo.....	23
Tabla 10: Angulo de talud y receso según altura de bancos .....	32
Tabla 11: Factores Operativos.....	37
Tabla 12: Datos requeridos para diámetro de barrenos.....	38
Tabla 13: Tiempos para conectores .....	46
Tabla 14: Producción establecida.....	47
Tabla 15: TRACTOR CAT -D8T .....	48
Tabla 16:Excavadoras Hidráulica 320DL.....	50
Tabla 17:Volquete Hino 2841 -12 m3.....	52
Tabla 18:Perforadora HCR-900DS .....	54
Tabla 19:Personal de la mina.....	56
Tabla 20: Especificaciones técnicas Tractor Cat –D8T.....	57
Tabla 21: Especificaciones técnicas Cargadora Cat 938G.....	58
Tabla 22:Especificaciones técnicas perforadora Furukawa .....	59
Tabla 23:Especificaciones técnicas para volquete .....	60
Tabla 24:Especificaciones técnicas para volquete .....	61
Tabla 25: Sueldos de personal.....	61
Tabla 26: Costos totales para proyección .....	61
Tabla 27:: Proyección en 5 años .....	62
Tabla 28: Valor del TMAR a utilizar .....	63

Tabla 29: parámetros para cálculo de VAN .....	63
Tabla 30:: Estimación de 5 años para el VAN .....	64
Tabla 31: Tasa de descuento para el VAN .....	65
Tabla 32:Tasa de descuento para el VAN .....	66

## LISTA DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Ubicación del área de estudio .....	5
Ilustración 2: Trayecto 1 , Riobamba -Macas -Sector Rio Pastaza .....	6
Ilustración 3: Guayaquil - Riobamba-Macas-Sector Rio Pastaza .....	6
Ilustración 4:Representación de discontinuidad programa Dips 5. ....	16
Ilustración 5: Ubicación de la cantera .....	22
Ilustración 6: Perfil de corte de terreno .....	29
Ilustración 7:Excavadora Cad320DL. alcance de él cucharon .....	30
Ilustración 8:Altura de Talud .....	31
Ilustración 9: Angulo de talud .....	32
Ilustración 10: diseño de tajo .....	33
Ilustración 11:Ancho De Plataforma De Trabajo .....	35
Ilustración 12:Ancho mínimo para bermas .....	36
Ilustración 13: Ancho mínimo para bermas .....	36
Ilustración 14:Carga de explosivos .....	43
Ilustración 15:Malla rectangular de barrenacion .....	44
Ilustración 16: Sistema de encendido .....	45
Ilustración 17:Sistema de encendido .....	46

## LISTA DE FOTOGRAFIAS

Fotografía 1: Vista del yacimiento.....	7
Fotografía 2:Reconocimiento del área y ubicación, toma de datos del afloramiento.....	12

## INTRODUCCIÓN

Ecuador es un territorio privilegiado, gracias a las condiciones geológicas presentes, posee gran cantidad y diversidad de minerales que pueden ser aprovechados, los mismos ayudaran de forma directa a contribuir con el crecimiento económico de la región.

En estos últimos años, sea visto que el país ha dado pasos firmes hacia al desarrollo, con el fin de aprovechar cien por ciento sus recursos naturales , esto puede ser evidenciado en la construcción de mega proyectos , ubicados en lugares estratégicos del territorio, es aquí donde uno de los principales mercados beneficiados es el de la construcción, como es lógico existe mayor demanda y se busca abastecer stock en la materia prima utilizada, para la fabricación del cemento y otras industrias, entre estos uno de los principales elementos básicos es la caliza, esencial en la elaboración del Clinker.

Lo que busca la industria cementera, consiste primordialmente es encontrar este elemento, con altos grados de pureza y volúmenes para aplicar un sistema de explotación que sea económica mente rentable con una mayor extracción.

El método de explotación, depende de la geometría del yacimiento y de la geoforma con respecto a las rocas y la topografía que lo contienen. Con respecto a la geometría se incluye el diseño de la forma normalizada de las labores de acceso, preparación y explotación de cada sector de explotación de mineral útil, en cuanto a su forma geoespacial se refiere a las tecnologías aplicadas en el arranque del mineral, carguío, transporte. La selección del método de explotación, en minería estará orientada por las características geomecanica de las rocas.

## **CAPITULO I**

### **1 MARCO REFERENCIAL**

#### **1.1 ANTECEDENTES.**

Regionalmente dentro de las investigaciones geológicas realizadas en la década de los 60 y 70 sitúan parte de las zonas de las provincias del Pastaza y Morona Santiago en la formación Napo resaltándose un interés en depósitos de calizas, por las actuales comodidades viales, poblacionales y de infraestructura, se prevé realizar un análisis que enmarque prospección- exploración.

El poblado denominado Chuwitayo – Chiguaza tiene interés a que se realice un estudio geológico y propuesta minera para determinar fuentes de caliza en su jurisdicción con el fin de tener una alternativa de desarrollo económico a futuro en beneficio de la comunidad antes mencionada.

Una posibilidad de mercado son las empresas del cemento en el Ecuador, e industriales con sub productos de la construcción que utilicen como materia prima la caliza.

Dentro del análisis geológico minero contempla propuestas de prospección – exploración y en un sector determinado con alto contenido de caliza un diseño de explotación.

#### **1.2 PROBLEMA**

En el sector Chuwitayo- Chiguaza existen depósitos de caliza que no han sido estudiados a detalle, considerándose una necesidad de puntualizar y delimitar un yacimiento con interés suficiente de atraer inversión con el fin de dotar una alternativa de desarrollo en las actividades mineras de no metálicos.

De tal manera que una alternativa de comercialización para el mineral puede ser la industria cementera, considerando su aumento de producción que ha tenido los últimos años, ha encaminado a la búsqueda de materia prima con el fin de cubrir la demanda.

Entre los agregados para la fabricación del cemento, está el Clinker, del cual la caliza figura como principal aditivo en su elaboración.

Por lo mismo ha dado pauta a la industria cementera de hallar depósitos que subministren de manera directa este elemento con el fin de mantener los estándares de producción exigidos para la competitividad en el mercado nacional.

Los habitantes del sector Chuwitayo- Chiguaza, solicitan el estudio del área que les permita informarse de las condiciones y características del mineral presente y en base a esto buscar alternativas para un mejor provecho y desarrollo.

### **1.3 JUSTIFICACIÓN**

El depósito de calizas ubicadas en el sector Chuwitayo–Chiguaza, puede ser claramente uno de los yacimientos más importantes de esta región, no solo por sus características físicas, mecánicas, químicos existentes si no por la ubicación y accesibilidad que presenta.

Considerando que puede generar un interés de las fábricas de cemento e industriales de la construcción por que posee uno de los elementos más importantes como es la caliza, indispensable en la elaboración del cemento y otros productos, constituyéndose tal vez como una cantera productora de materia prima para abastecer la demanda de las grandes empresas en el área de la construcción que ha tenido un crecimiento acelerado los últimos años en el país.

### **1.4 OBJETIVOS**

#### **1.4.1 Objetivo general**

- Diseñar un sistema de explotación adecuado y económicamente rentable de las calizas del sector Chuwitayo - Chiguaza.

#### **1.4.2 Objetivos Específicos**

- Determinar el índice de calidad de la roca.
- Diseño de explotación
- Determinar la factibilidad de la explotación.

### **1.5 HIPOTESIS**

El diseño de explotación permitirá, una extracción adecuada y económicamente rentable del mineral.

## 1.6 ASPECTOS GENERALES

### 1.6.1 Ubicación del área

La zona de estudio se encuentra ubicado a la parte centro oriental del Ecuador, se extiende en la cuenca del río Pastaza, tanto en las provincias de Pastaza como Morona Santiago, en los cantones Pastaza -Huamboya, correspondiente a las parroquias Simón Bolívar y Chiguaza.

Limitado por las coordenadas UTM

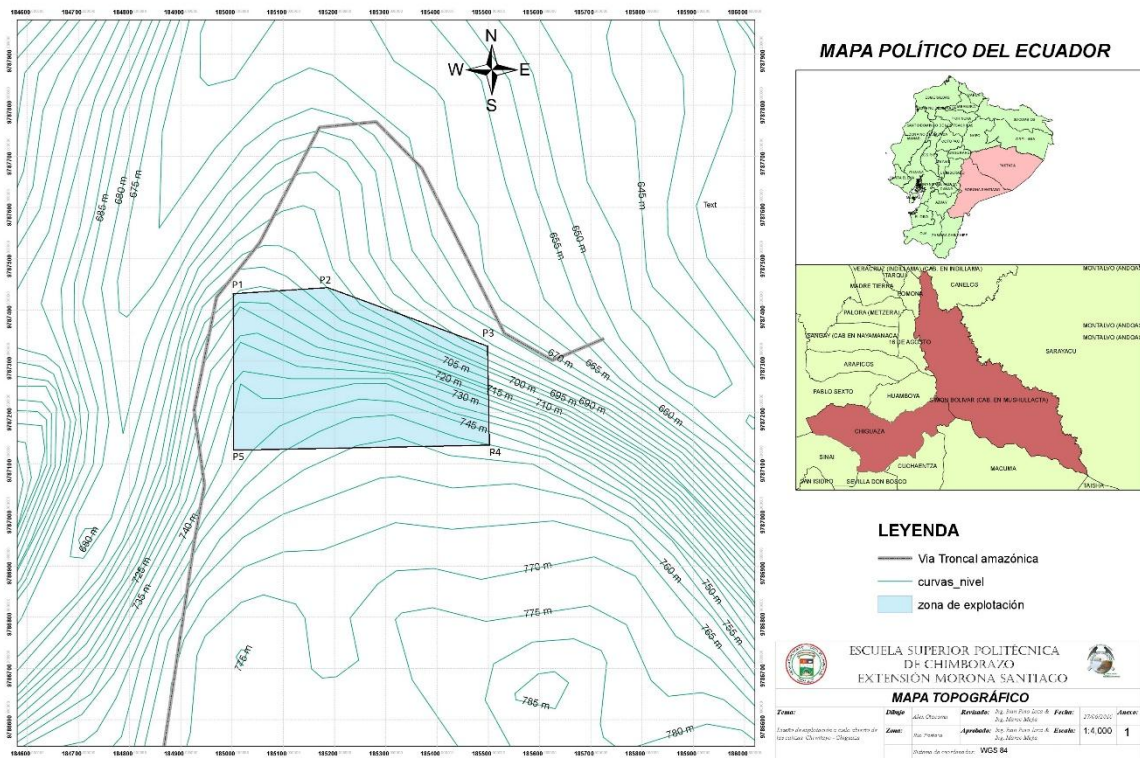
**Tabla 1: Ubicación geográfica del sector de estudio**

<b>UBICACIÓN DE COORDENADAS UTM</b>		
<b>Puntos</b>	<b>X</b>	<b>Y</b>
<b>P1</b>	185000	9787435
<b>P2</b>	185181	9787466
<b>P3</b>	185495	9787330
<b>P4</b>	185499	9787145
<b>P5</b>	184990	9787143
<b>Superficie</b>		13,5 Ha
<b>Material</b>		Caliza

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)



**Ilustración 1: Ubicación del área de estudio**



Elaborado por: (Otcama. A. 2016)

### 1.6.2 Accesibilidad.

El acceso hacia la zona de estudio, desde la ciudad de Macas se realiza dirigiéndose por la vía Macas – Puyo, hasta la altura del puente sobre el Rio Pastaza que se localiza dentro del área de estudio.

Las ciudades con mayor posibilidad de demanda de caliza son Guayaquil y Riobamba, en donde se encuentran fábricas de cemento y empresas constructoras, a las cuales se puede acceder por:

**Ilustración 2: Trayecto 1 , Riobamba -Macas -Sector Rio Pastaza**



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Ilustración 3: Trayecto 2,Guayaquil - Riobamba-Macas-Sector Rio Pastaza**



Elaborado por: Otacoma. A. 2016

## CAPITULO II

### 2 MARCO TEÓRICO

#### 2.1 DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA DEL ÁREA DE ESTUDIO

**Fotografía 1: Vista del yacimiento**



**Elaborado por:** (Otacoma. A. 2016)

La zona de interés, presenta básicamente rocas de caliza con intercalaciones de arcillas negras no calcáreas, lahares, conglomerados, arcillas, arena, tobas volcánicas (rocas aluviales), las formaciones que se puede observar, son principalmente las formaciones Napo (Cretácico medio – Cretácico superior), la cual tenemos la presencia de calizas bioclásticas de color gris con intercalaciones de arcilla (Lutitas), la formación Mera (Plioceno – Cuaternario), este periodo continua hasta la actualidad y da lugar a la formación de lahares; y Aluviales los cuales son los más recientes, son producto de la deposición de las diferentes redes hidrográficas presentes en la zona, las cuales traen diferentes sedimentos, clastos y luego son depositados en esta zonas.

### Formación Napo (Cretácico Medio – Cretácico Superior)

Se puede observar claramente este afloramiento en los taludes de la vía que pasa por el proyecto, también se puede observar dicho afloramiento en los taludes que ha erosionado el río Pastaza y Chiguaza, esta unidad esta principalmente formada de caliza y una intercalación de arcilla (Lutita) y se caracteriza por la presencia de fauna fosilífera. entre el contacto de la caliza y la lutita son dirección N45E, buzamiento 5SE, esta lutita no es calcárea, su coloración de gris a negra

Al NW de depósito de caliza (formación Napo), se puede evidenciar claramente la exposición de caliza en la superficie, como forma de castillo que sobresalen en la superficie a estas formas se las denomina estructuras kársticas las cuales su génesis fue producto de la erosión de la caliza a la explosión de agente meteorizantes.

En el norte del depósito se puede evidenciar el contacto entre la formación Napo y Formación Mera, la formación Mera sobre yace sobre la formación Napo. En esta zona se puede evidenciar un talud expuesta de la Caliza que tiene una inclinación vertical de 87°, los datos estructurales obtenidos en esta zona son N80E y un buzamiento 5NE, formando un bloque macizo de caliza muy bien cohesionada, siendo una roca de alta dureza.

Al noreste del depósito junto al río Pastaza se tiene expuesto el talud, en el cual se puede evidenciar muy claramente la presencia de un macizo rocoso, con una altura aproximada de 80 m, siendo muy claro la evidencia de un bloque bien consolidado de caliza, en esta zona se puede evidenciar claramente la formación de estructuras Kársticas las cuales fueron formados por la meteorización de la caliza mediante los agente erosivos como son las aguas acidas, lluvias acidas, las cuales forman cavernas, estalactitas, etc.

## **2.2 CARACTERÍSTICAS ESTRUCTURALES**

Considerando el nivel del río Pastaza como base la cota es 660 msnm, realizando el análisis de los estratos se puede identificar la presencia de lutita, caliza, lanares, y sedimentos aluviales. El espesor de la lutita es de 2m y de caliza de 3m a 80m.

En la parte Este del yacimiento de caliza se encuentra el río Pastaza en el cual se pudo observar caliza con un espeso de 80 m con datos estructurales rumbo N60W y rumbo 1NE,

esta caliza es de color grisácea a blanca con presencia de fósiles marinos (conchas), a continuación, se observa una intercalación de lutita con una potencia de 2m, de color gris.

En el oeste del yacimiento el cual se encuentra junto al Rio Chiguaza. En este se puede evidenciar el contacto entre la caliza y el lahar (formación mera) con datos estructurales rumbo N80E buzamiento 5NW, en la caliza también se puede evidenciar claramente una intercalación de lutita con un espesor de 2m, con datos estructurales rumbo N45E buzamiento 5SE, esto se tomó en el talud de la vía que ha quedado expuesta.

### 2.3 CARACTERÍSTICAS DEL MINERAL EXISTENTE EN EL DEPÓSITO

Mediante las pruebas tanto químicas como físicas se obtuvo los siguientes resultados:

**Tabla 2: Composición Química del Mineral**

<b>Composicion del Mineral</b>	
<b>% Oxidos</b>	
<b>SiO<sub>2</sub></b>	1.40
<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	2.59
<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	0.72
<b>CaO</b>	52.25
<b>Mg O</b>	0.39
<b>Na<sub>2</sub>O</b>	0.04
<b>K<sub>2</sub>O</b>	0.19
<b>Perdidas al fuego</b>	40.75

Fuente: Servio Ortiz, (2016)

**Tabla 3: Características Físico Mecánica de la Roca**

<b>Características Físico Mecánicas de la Roca</b>	
<b>Ensayo</b>	<b>Promedio</b>
<b>Volumen</b>	466.09 cm <sup>3</sup>
<b>Peso específico</b>	2.63 gr/cm <sup>3</sup>
<b>% Humedad</b>	2.05%
<b>Porosidad</b>	4.89%
<b>Relación de vacíos</b>	0.05
<b>Grado de saturación</b>	107.68%
<b>Densidad</b>	2.56 gr/cm <sup>3</sup>

Fuente: Servio Ortiz, (2016).

### El Cálculo de reservas probadas para el yacimiento de caliza

**Tabla 4:Reservas Probadas**

	Volumen m <sup>3</sup>	Volumen Ton.
Reservas Probadas	<b>135'758.172</b>	<b>357'043.992</b>

Fuente: Servio Ortiz, (2016)

### Puntualización:

La sobrecarga que se tiene en nuestra zona de interés es de **1'162.048,5** metros cúbicos.

## CAPITULO III

### 3 METODOLOGÍAS Y TÉCNICAS

#### 3.1 TIPO DE ESTUDIO

El presente trabajo corresponde a un proyecto de investigación descriptivo – comparativo enmarcando el estudio documental - histórico complementado con el trabajo de campo.

- *Es descriptivo porque analiza la geología del sector, la geomecánica de la roca (mineral) existente, el método y sistema de explotación a utilizarse, variables que se consideran en la presente investigación.*
- *Es comparativo porque los resultados obtenidos son analizados, relacionados y verificados para su correcta aplicación en la ejecución de la propuesta realizada.*

En la investigación de campo, se estudiará el yacimiento en su ambiente natural, es decir, se realizarán diversas actividades directas en el área, tales como: reconocimiento del área, toma de datos estructurales y descripción del macizo rocoso para su clasificación, identificación de quebradas y más accidentes geomorfológicos.

Es fundamental la investigación documental porque tiene el propósito de ampliar y profundizar los conocimientos sobre el tema con el apoyo de fuentes bibliográficas y la orientación que se le dará con criterios técnico - económicos y sus respectivas conclusiones y recomendaciones.

##### 3.1.1 UNIVERSO

El universo de esta investigación está conformado por los diferentes depósitos de caliza existentes en la provincia de Morona Santiago.

##### 3.1.2 MUESTRA

La muestra para realizar el presente trabajo son los afloramientos en el yacimiento que sirven de base para la elección del método de explotación e implementación del sistema.

##### 3.1.3 TÉCNICAS

Para este estudio se utilizará la técnica de la observación directa en el campo con sus respectivos registros en la libreta.

Se recopilará la información disponible usando:

- *Fichas de campo: Estas serán utilizadas para recopilar toda la información que se obtenga sobre los afloramientos, dentro del trabajo específico de campo.*

- Fuentes de información. Se fundamentará en la recolección de información proveniente de publicaciones tales como: libros, catálogos, tesis, etc.

### 3.1.4 ANALISIS E INTERPRETACION DE DATOS.

El procesamiento de la información obtenida se lo realizará a través de la elaboración de tablas y gráficos. Para la elaboración de mapas, se utilizará los programas de ARGIS y el diseño de los gráficos se harán en AutoCAD civil 3d 2015.

#### **Fotografía 2: Reconocimiento del área y ubicación, toma de datos del afloramiento**


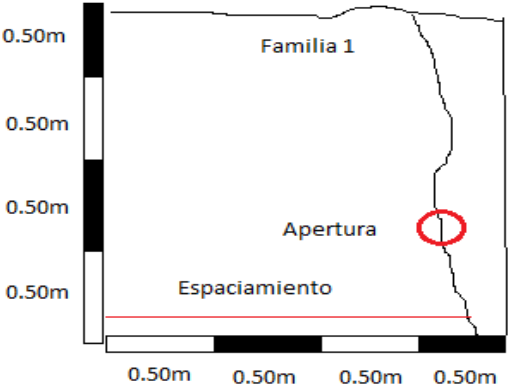



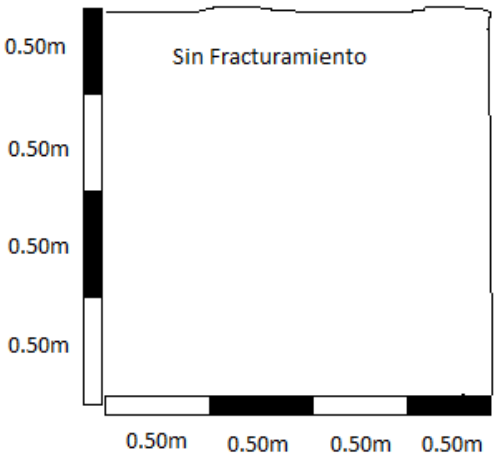
Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)





### 3.2 CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO

Para la caracterización se procede a la toma de datos mediante fichas para su respectiva comparación

Escuela Superior Politecnica de Chimborazo Extension Morona Santiago			
Fase de estudio	Prospeccion	Elemento de investigado	Caliza
localizacion	Sector Chuwitayo- Chiguaza	Nombre	Alex Otacoma
Acceso	Via Piatayo	Fecha	03/02/2016
			
<b>Ubicación</b>		X: 186180	Y: 9786578
<b>DESCRIPCIÓN</b>			
<p>Producto de la formación napo, originado entre el cretáceo medio y cretáceo superior. constituido 100% de caliza de color claro sin impurezas con alto grado de resistencia dada por la compactación. Se caracteriza por su afloracion en superficie a manera de bloque que presenta una dirección definida para todo el estrato, el mismo encuentra formando capas sobreposicionadas entre ellas producto de la depositacion transgresiva que ha sufrido. la meteorizacion que sufre es ocasionada por los factores como plantas, lluvia y animales</p>			
<b>CARACTERISTICAS DEL MACIZO</b>		<b>ESQUEMA</b>	
# de Familias	1		
Orientacion	N16°E/6NE		
Espaciado	0		
Grado de apertura	4mm		
Continuidad	3m		
Rugosidad	Primer Orden		
Relleno	SIN RELLENO		

Escuela Superior Politecnica de Chimborazo Extension Morona Santiago			
Fase de estudio	Prospeccion	Elemento de investigado	Caliza
localizacion	Sector Chuwitayo- Chiguaza	Nombre	Alex Otacoma
Acceso	Via Piatayo	Fecha	03/02/2016
			
<b>Ubicación</b>		X: 186652	Y: 9786476
<b>DESCRIPCIÓN</b>			
<p>el afloramiento se encuentra en superficie, la caliza presenta un color blanco a gris producto de la materia organica que lleva en su composicion, estructuralmente forma un talud recto de potencia de 70 metros, la meteorizacion es ocasionada por el agua que discurre de la parte superior formando canales en las cara frontal de las caliza ademas de plantas y ,la humedad es producto del ambiente natural, la resistencia es caracteristico para todo el macizo y no presenta fisuracion alguna lo que da ha entender la no existencia de fuerzas estructurales considerables.</p>			
<b>CARACTERISTICAS DEL MACIZO</b>		<b>ESQUEMA</b>	
# de Famillas	0		
Orientacion	0		
Espaciado	0		
Grado de apertura	0		
Continuidad	0		
Rugosidad	nula		
Relleno	nulo		

**Tabla 5: Análisis de resultados**

Análisis de Resultados			
FN1		FN2	
			
# de Familias	1	# de familias	0
Orientacion	N16'E/6NE	Orientacion	0
Espaciado	0	Espaciado	0
Grado de apertura	4mm	Grado de apertura	0
Continuidad	3m	Continuidad	0
Rugosidad	Primer Orden	Rugosidad	Nula
Relleno	Nula	Relleno	Nula

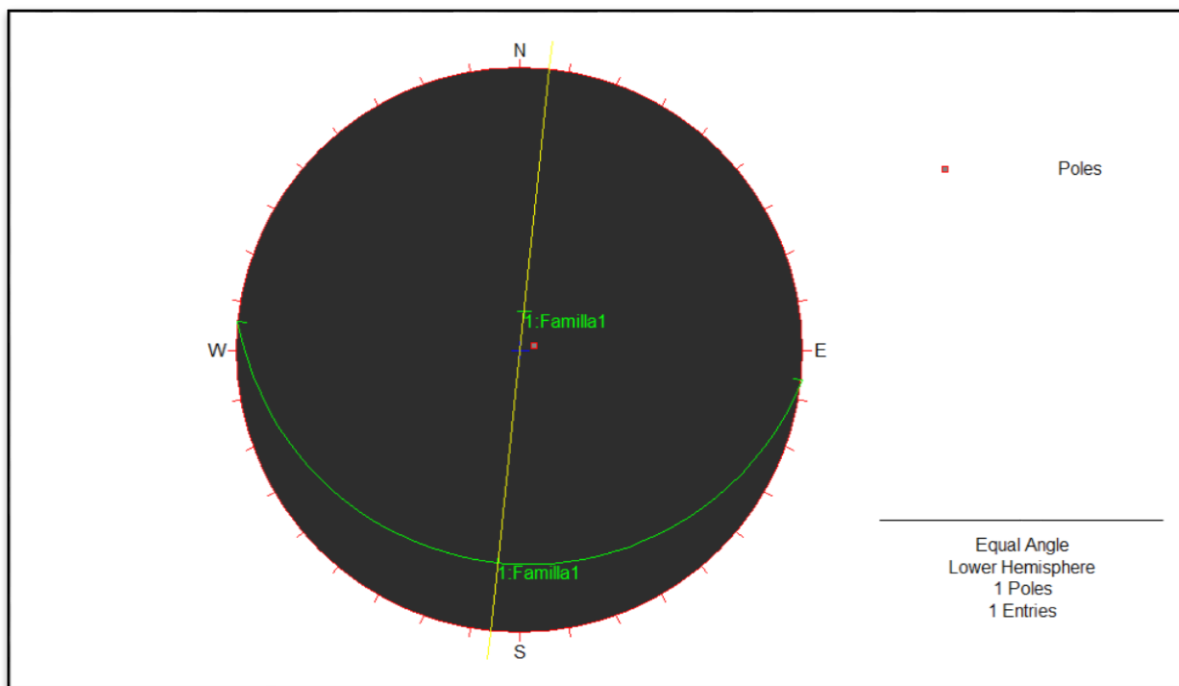
Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

### 3.3 ANÁLISIS DE RESULTADOS

Para la descripción del macizo rocoso se procede a la ubicación del lugar donde se estima sea el frente de explotación, este se presenta como un talud recto expuesto con una potencia aproximada de 70 metros extendiéndose varios kilómetros con dirección sureste debido a la gran dimensión de la estructura se seleccionarán dos lugares distintos para la descripción así nos permitirá un análisis más detallado para su clasificación posterior. Para la toma de datos se limita un espacio de 2 metros de largo por dos metros de ancho, en el frente del macizo, limitado por dos regletas divididas cada 50 cm con el fin de poder hacer una comparación más detallada

La meteorización es general para los dos bloques producto de factores externos como agua de lluvia, animales y humedad. El bloque FN1 presenta una familia, aislada no existe presencia de filtración de agua ni humedad no existe relleno en la abertura, mientras que en FN2 no existe fractura miento dando a determinar que la resistencia es alta en ambos casos, lo que da a entender un macizo sin fracturación considerable

#### **Ilustración 4: Representación de discontinuidad programa Dips 5.**



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

La representación de la dirección de la discontinuidad es a través del programa Dips 5.0, la representación en el espacio da a entender que no existe zonas de debilidad debido a que no hay intercepción de polos de otras familias que formen cuñas de fracturación en el macizo rocoso.

### 3.4 CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO

“Macizo Rocoso, se denomina al conjunto conformado por la matriz rocosa y las discontinuidades que afectan al material de roca en conjunto” (Karzulovic, 1998)

Actualmente en Geotecnia se manejan algunos tipos de clasificaciones de macizos rocosos entre las más utilizadas tenemos:

- Sistema GSI (Geological Strength. Index)
- Índice de calidad de la Roca R.Q.D.
- Evaluación de Estructura Rocosa (R.S.R.).
- Método de Clasificación de Bieniawski (R.M.R).
- Clasificación de acuerdo al Índice Q.
- Clasificación de Laubscher.

#### 3.4.1 Clasificación según el índice Q

Esta clasificación fue realizada en noruega en el año de 1974 por Barton su desarrollo fue de gran avance para la clasificación del macizo rocoso por las siguientes razones:

Fue propuesto mediante una aplicación preliminar de 212 casos de labores de construcción en Escandinavia.

En esta clasificación se cataloga los macizos rocosos según el denominado índice de calidad Q, que está basado en la siguiente expresión matemática.

$$Q = \frac{R.Q.D}{JN} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{S.R.F}$$

**R.Q.D**= Índice de calidad de la roca.

**Jn**= Número de familias de discontinuidades

**Jr**= Rugosidad de las discontinuidades, también depende de la presencia de relleno y del tamaño de las discontinuidades.

**Ja**= Meteorización de las discontinuidades

**Jw**= Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua

**S.R.F.**= Factor De Reducción Que Depende De Las Tensiones

### 3.4.2 Cálculo del R.Q.D para el índice Q de Barton.

Según la clasificación por el método de Barton el cálculo para el RQD del macizo rocoso es según la siguiente fórmula donde  $\gamma$ , está dado por el número de discontinuidades contadas en un espacio determinado.

$$RQD = 100e^{-0.1\gamma} * (0.1\gamma + 1)$$

$$RQD = 100e^{-0.1(1)} * (0.1(1) + 1) = 99$$

Con el resultado obtenido de 98, se procede a la ubicación dentro del rango según la tabla 6 de clasificación y valoración del RQD que está entre 90-100, calificándola como EXCELENTE.

De la misma manera se buscará dar calificación a los distintos factores de la fórmula *índice calidad Q* mediante la siguiente tabla 6.

Tabla 6: Tabla de calificación por el índice Q

Tabla de clasificación por el índice Q									
Clasificación y valoración de R.Q.D			Clasificación y valoración de Jr		2.0	Clasificación y valoración			
DESCRIPCION	R.Q.D.(%)	VALORACION	NUMERO DE RUGOSIDADES DE LAS DIACLASAS	valoracion		FACTORES DE REDUCCION DE TENSIONES			
MUY MALA	0-25	0-25	CONTACTO EN LAS PAREDES		c) Paredes ligeramente alteradas con recubrimiento de minerales inablandables partículas arenosas, rocas trituradas sin arcillas	Zonas de debilidad que intere excavación y que pueden ser que el macizo se desestabilice			
Mala	25-50	25-50	CONTACTO EN LAS PAREDES						
Regular	50-75	50-75	b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm						
Buena	75-90	75-90	Diaclasa sin continuidad						
Excelente	90-100	90-100	Rugosas o irregulares a onduladas	4	d) Recubrimiento limosos o areno-arcillas ,pequeñas partículas de arcilla	3.0	Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada. roca circundante muy suelta		
Clasificación y valoración de Jn			Onduladas suaves	3					
Numero de familias de diaclasa		valoracion	Reliz de falla o superficie de fricción ondulada	2	e) Recubrimiento ablandable o arcillas de baja fricción o sea caolinita ,mica, clorita, yeso	4.0	b) Zona de desestabilidad aislada que contenga arcilla o roca químicamente desintegrada profundidad <50m		
Masivo o con pocas fracturas		0.5-1	Rugosa o irregular pero planas	1.5					
1 familia de diaclasas		2	Lisas y planas	1.5					
1 familia de diaclasas + una aislada		3	Reliz de falla o superficie de fricción ,plana	1.0	f) Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla	4.0	c) Zona de debilidad aislada que contenga arcilla o roca químicamente desintegrada profundidad <50m		
2 familias de diaclasa		4	C) SIN CONTACTO DE ROCA DESPUÉS DE UN CIZALLEO	0.5					
2 familias de diaclasas + una aislada		6	Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de las paredes		h) Relleno de minerales arcillosos de consolidación media o baja ablandable	8.0	e) Zonas de fracturas aisladas en rocas competentes sin arcilla.		
3 familias de diaclasas		9	Zona arenosa de grava o de roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes						
3 familias de diaclasas + una aislada		12	Clasificación y valoración de Ja		i) Relleno de arcillas expansivas monmorillonita	8.0-12.0	f) Zonas de fracturas aisladas en roca competente. profundidad sin arcilla. Profundidad >50		
4 o mas familias de diaclasas		15	NUMERO DE ALTERACIONES EN DIACLASAS						
roca triturada terminal		20	a) Relleno soldado , duro ,inablandable .relleno impermeable	6.0	SIN CONTACTO DE LAS PAREDES DESPUÉS DEL CIZALLAMIENTO		g) Diaclasas abiertas sueltas		
factores de reduccion por agua de diaclasas		valoracion	b) Paredes inalteradas solo con manchas de superficie	8.0	Zona de capa o arcilla desintegrada o triturada				
Excavación seca o infiltrada menores de 5 L/ min		1.0	Clasificación y valoración de Jb		Zona de capa o arcilla limoza o arenisca, pequeñas fracciones de arcilla		b) ROCA COMPETENTE , PROBLE TENSIONES		
Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos		0.66	NUMERO DE RUGOSIDADES DE LAS DIACLASAS		Zona o capas gruesas de arcilla				
Gran Infiltración a presión alta, en roca competente con diaclasas sin relleno		0.50	a) Relleno soldado , duro ,inablandable .relleno impermeable		5.0	h) Tensiones bajas cercas de superficie			
Gran infiltración a presión alta lavado importante de los rellenos		0.33	b) Paredes inalteradas solo con manchas de superficie		10.0 - 13.0	i) Tensiones de nivel medio			
Infiltración o presión excepcional alta con voladuras disminuyendo con el tiempo		0.2-0.1	NUMERO DE RUGOSIDADES DE LAS DIACLASAS		13.0 - 20.0				
Infiltración o presión excepcional alta en todo momento		0.1-0.05	Clasificación y valoración de Jc						

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Tabla 7: Suma de los factores para la clasificación del macizo rocoso**

PARAMETROS	VALORACION
R.Q.D	<b>100</b>
JN	<b>2</b>
JR	<b>3</b>
JA	<b>1.0</b>
JW	<b>1.0</b>
S.R.F	<b>5.0</b>

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

La valoración obtenida en la tabla 6 nos da para ser remplazados en la siguiente formula.

$$Q = \frac{R.Q.D}{JN} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{S.R.F}$$

$$Q = \frac{100}{2} * \frac{3}{1.0} * \frac{1.0}{5.0} = 30$$

**Tabla 8: Clasificación del macizo rocoso de acuerdo al índice Q**

Tipo de roca	Valores de Q
Excepcionalmente malas	$10^{-3}10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2}10^{-1}$
Muy mala	$10^{-1}-1$
mala	1-4
media	4-10
<b>Buena</b>	<b>10-40</b>
Muy buena	40-100
Extremadamente buena	100-400
Excepcionalmente buena	400-1000

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

De acuerdo al resultado obtenido por el índice  $Q$ , donde  $Q=30$  se procede a la comparación en la tabla 7, para proceder a la calificación del macizo rocoso.

El valor de  $Q$  30, vemos que entra en el rango de 10-40 y le da la calificación de BUENA.



## CAPITULO IV

### 4.1 NECESIDADES DE PRODUCCIÓN

La determinación de la producción es prioritaria en el diseño de explotación, debido a que ésta marcará el ritmo de trabajo, al que se regirá las labores mineras. Para la cual se toma en cuenta la relación directa del potencial del yacimiento en función de una producción tentativa con el uso de maquinaria de capacidad estándar.

Se plantea una producción de 1200 toneladas día, conforme a la capacidad mínima del yacimiento con el uso de una maquinaria básica, lo cual permite disponer fácilmente de una proyección productiva mayor con un cambio simple en la capacidad de la maquinaria.

### 4.2 DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO DE LA MINA.

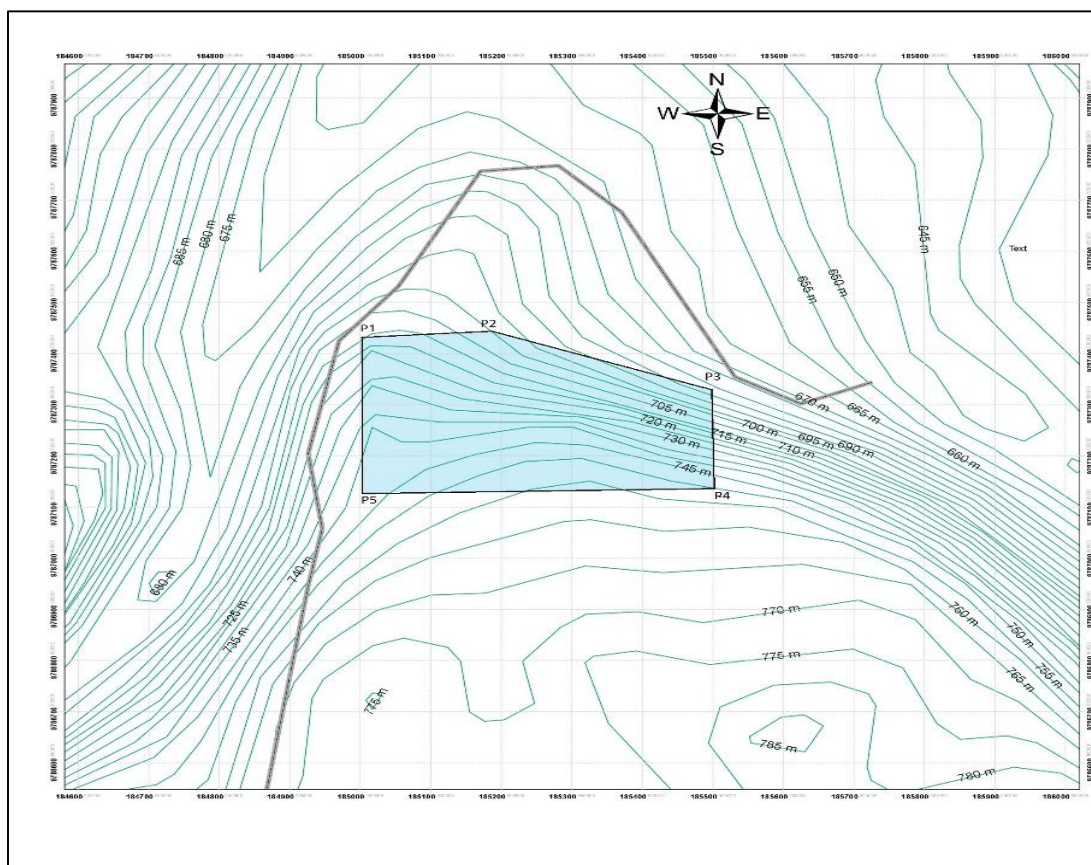
Cuenta con un área de 1359,85 m<sup>2</sup> comprendido en 13,5 hectáreas delimitadas en por las siguientes coordenadas.

**Tabla 9: Tamaño de la mina**

Factores Geometricos	
Ancho del yacimiento	500m
Largo del yacimiento	300m
Potencia del yacimiento	95m
posicion del yacimiento	horizontal

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

### Ilustración 5: Ubicación de la cantera



Elaborado por: (Otagoma. A. 2016)

#### 4.3 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN

Se procede a plantear el programa de producción, bajo los cuales se registrará el sistema de explotación, que permitirá a su vez tener una mayor visión de la producción anual de la cantera en base a los días de trabajo.

La producción estará establecida en base al rendimiento mínimo del yacimiento, debido a que no se cuenta con un comprador directo que fije la producción.

Sabiendo esto se estipula una producción de 26.400 ton/mensuales que permitirá tener rentabilidad en la primera etapa de explotación de la cantera para cumplir con este parámetro se necesita alrededor de 1200 ton/ día de caliza.

En consecuencia, tendremos que determinar los días laborables en el lapso de un año a los cuales se registrará y así esencialmente cumplir con los estándares planificados.

Los cálculos que se detallan a continuación son indispensables para determinar los parámetros de trabajo, bajo los cuales se sugiere la explotación.

### 4.3.1 Número de días laborables

A fin de mejorar el rendimiento de las operaciones mineras se propone que el ciclo de trabajo sea de 22 días laborables con un turno de 8 horas diarias y posteriormente 8 días de descanso.

Días Laborables en un Año Calendario (365 días)

**Tabla 9: Parámetros De Trabajo**

DIAS	NUMERO
<b>Días al año</b>	<b>365</b>
<b>Sábados</b>	<b>52</b>
<b>Domingos</b>	<b>52</b>
<b>Festivos</b>	<b>14</b>
<b>TOTAL</b>	<b>247</b>

Elaborado por: Alex Otacoma.

Es decir que en un año calendario aproximadamente se trabajan 247 días esto da un total de 21 días por mes.

### 4.3.2 Producción diaria de la cantera y rendimiento por jornada de trabajo.

$$Pd = \frac{K_s * Q}{D}$$

Dónde:

Pdiaria = Producción diaria. (Ton/día)

Ks = Coeficiente de seguridad (1.01-1.5), que asegura el stock de mineral.

Q = Producción anual de la mina (316,800 Ton/año)

D = Número de días que se trabajan al año (247).

$$Pd = \frac{1.01 * 316,800}{247}$$

**P diaria = 1,295 ton/año**

Optamos por **1200 Ton/día**, considerándole un valor cerrado para facilitar el cálculo de los demás parámetros.

El rendimiento mensual de trabajo se calcula de la siguiente manera:

$$Pm = Pd * Njc$$

Dónde:

Pm= Producción mensual.

P diaria = Producción diaria. (1200 Ton/día).

N = Tiempo de duración de la jornada (22días).

$$Pm = 1200 * 22 = \mathbf{26,400 ton/jorn}$$

Con la finalidad de arrancar la cantidad de materia prima requerida para cumplir con el plan de producción se plantea realizar cuatro voladuras por jornada es decir una cada 5 días, el volumen de material requerido en cada voladura será:

$$Vm = \frac{26,400\text{ton/jornada}}{4 \text{ vol/jorn}}$$

$$Vm = 6,600\text{ton/vol}$$

Lo que quiere decir que para cumplir con el plan de producción planificado necesitaremos producir 1200 Ton/día durante una jornada de trabajo de 22 días seguidos de 8 horas diarias de trabajo y 8 días de descanso, con la finalidad de llevar un control del minado más homogéneo y para asegurar el stock de material se decide producir 1,200 Ton/día.

Paralelamente se realizará una voladura cada 5 días, estas voladuras tendrán que dar un volumen de 6,600 ton/disparo.

### **Determinación de la vida útil de la Cantera**

Para determinar la vida útil de la Cantera, utilizaremos la siguiente información:

- Volumen de las reservas explotables: 16368560 Toneladas

- Producción diaria: 1500 Toneladas/día
- Días Laborables en un año calendario: 247 días – 20.58 días/mes

$$Vida\ Util = \frac{Volumen\ de\ reservas\ explotables\ (Ton)}{produccion\ Diaria\ \left(\frac{ton}{dia}\right) \cdot dias\ laborables \cdot meses\ laborables}$$

- Volumen de reserva: 357'043.992 Ton
- Producción diaria: 1200 Ton
- Días laborables: 247 días
- Mese laborables: 12

$$Vida\ Util = \frac{357'043.992\ Ton}{1200\ Ton * 247\ Dias * 12\ Meses}$$

$$Vida\ Util = \frac{357'043.992\ Ton}{3556800}$$

$$Vida\ Util = 100\ años$$

#### 4.4 DISEÑO DE VÍAS DE ACCESO

Las pistas son los caminos por los cuáles se realiza el transporte habitual de materiales dentro de la explotación. Aquí la circulación puede ser continua en los dos sentidos y a marcha rápida (Bustillo & López, 1997, págs. 278-279).

A partir del km 58 de la vía Macas-Puyo se planea la vía de acceso hasta la cantera, una distancia aproximada de 500 m. Pero al ser esta de carácter general en el proyecto se realizarán los trabajos de readecuación en los que están el despeje del área a través de la maquinaria CAT D-8T, y sus arreglos posteriores hasta la cantera.

La vía seguirá la cota 740 y se buscará darle un ancho de 12 m con el fin que sirvan para la construcción de dos carriles que permitan la circulación libre de la maquinaria.

Las rampas se utilizan exclusivamente como acceso a los tajos de las máquinas que realizan el arranque, su utilización es mínima y a velocidades más lentas, sus pendientes no deben ser fuertes (no sobrepasar el 20%) y su anchura debe superar por lo menos, en dos metros el ancho de vía de la unidad más ancha que vaya a circular por ellas (Bustillo & López, 1997, págs. 278-279).

La anchura de las pistas es función de las dimensiones de los volquetes, de manera que sea suficiente para que la operación de transporte se lleve a cabo con continuidad y en condiciones de seguridad (Bustillo & López, 1997, pág. 314).

En cuanto al número de carriles en que ha de subdividirse la anchura total, las pistas mineras son diseñadas, generalmente, con sólo dos carriles, debido, por un lado, a la baja intensidad de tráfico y por otro, a la escasa disponibilidad de espacio (Bustillo & López, 1997, pág. 314). Bustillo (1997, pág. 315-316) nos indica una fórmula que se aplica para el dimensionamiento de la anchura de las pistas, y es la siguiente:

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

$$A = (3,52 \text{ m}) \times ((0,5 + 1,5) \times 2)$$

$$A = 14,08 \text{ m.}$$

Dónde:

**A:** Anchura total de la pista

**a:** Anchura del vehículo de mayores dimensiones = 3,52 metros

**n:** Número de carriles = 2

El ancho de la vía o pista será de 14 metros.

## 4.5 METODO DE EXPLOTACION ELEGIDO

Tomando en cuenta las características del yacimiento de la zona de estudio se puede observar el afloramiento del mineral en superficie, este se encuentra con una sobrecarga mínima, menor a 1 metro y la topografía no presenta gran irregularidad, observándose tres taludes expuestos en cada flanco permitiendo la accesibilidad para la realización de trabajos.

De tal manera se define el método de **EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO**, a utilizar entre las características sobresalientes para esta selección se puede destacar las siguientes:

- El yacimiento se encuentra formando bloques equidimensionales en sobre posición con dirección definida para toda su estructura.
- Taludes estables que llegan hasta los 90 grados
- Cercanía a vía de primer orden facilitando el transporte del mineral de forma ágil y segura.

### 4.5.1 Elección del sistema de explotación

Una vez escogido el método se procede a la selección del sistema de explotación a utilizar en el yacimiento. Este debe cubrir las siguientes demandas:

- Permitir el movimiento de grandes volúmenes de mineral.
- Asegurar el normal funcionamiento de la maquinaria para cumplir con la producción estimada.
- Asegurar una mínima inversión en trabajos preliminares.

El sistema por **BANCOS DESCENDENTES** permitirá la extracción del mineral de manera eficiente debido a la sobrecarga mínima que tiene y esta es menor a un metro, facilitando los trabajos destape.

Los bancos serán trabajados sobre roca del tipo II (**Buena**), según la clasificación de Barton (tabla 9). Dando seguridad en las labores de explotación. De tal manera se aprovechará la pendiente para que estos sean de forma descendente. Este sistema estará basado en arranque y transporte del material lo que permitirá tener una mayor producción dando rentabilidad y a la vez justificando inversiones iniciales en los años venideros.

## **4.6 DISEÑO GEOMÉTRICO DIMENSIONES DE LA MINA**

El diseño geométrico de la mina busca conseguir un empleo más racional del trabajo y de los recursos mineros permitiendo alta productibilidad con una menor inversión. Además de brindar mejor seguridad del personal en las labores de explotación.

El diseño se regirá a los siguientes parámetros:

- Dirección óptima de explotación.
- Profundidad de cantera.
- Número de bancos.
- Altura de bancos
- Angulo de talud para bancos
- Plataforma de trabajo

### **4.6.1 Dirección óptima de explotación**

Según la ilustración 4, no existe intercepción de los polos en el espacio debido a la existencia de una sola familia lo que significa que no se forman cuñas de deslizamiento, este sistema de fracturación es estable. Por consiguiente, se tomará en cuenta factores geológicos para la dirección de explotación.

Para la determinación de la dirección de explotación nos ubicaremos en la cota 755 del yacimiento, aquí es donde se realizarán el inicio de los trabajos, por lo que aprovechando la topografía del terreno y morfología del yacimiento se determina una dirección S-N. Esta dirección en gran parte se debe a que no existe mayor irregularidad en su topografía, beneficiando los trabajos de diseño y explotación.

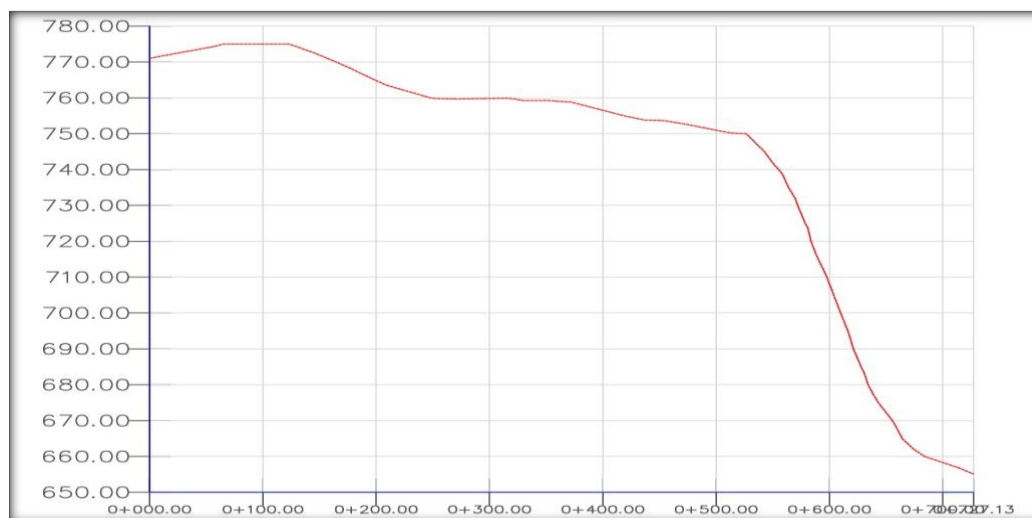


#### 4.6.2 Profundidad de la Cantera (H)

Es la diferencia de nivel que existe entre la cota de la superficie y la del fondo de la cantera.

Mediante la información obtenida en los trabajos de campo y basándonos principalmente en los cortes topográficos efectuados dentro del área, podemos notar que la cota más baja que se tomara en cuenta es la 680m la misma que viene hacer el límite de las reservas probadas en el yacimiento. Y para la cota mayor tendremos 750m donde se realizará el inicio de los trabajos de explotación.

**Ilustración 6: Perfil de corte de terreno**



**Elaborado por:** Otacoma. A (2016)

Esta dado por la fórmula:

$$H = H_{max} - H_{min}$$

**Dónde:**

**H=** Profundidad de cantera.

**Hmax:** Cota de nivel superior (750m).

**Hmin:** Cota de nivel inferior (680m)

$$H = 750m - 660m$$

$$H = 90 m$$

### 4.6.3 Determinación de altura de los bancos

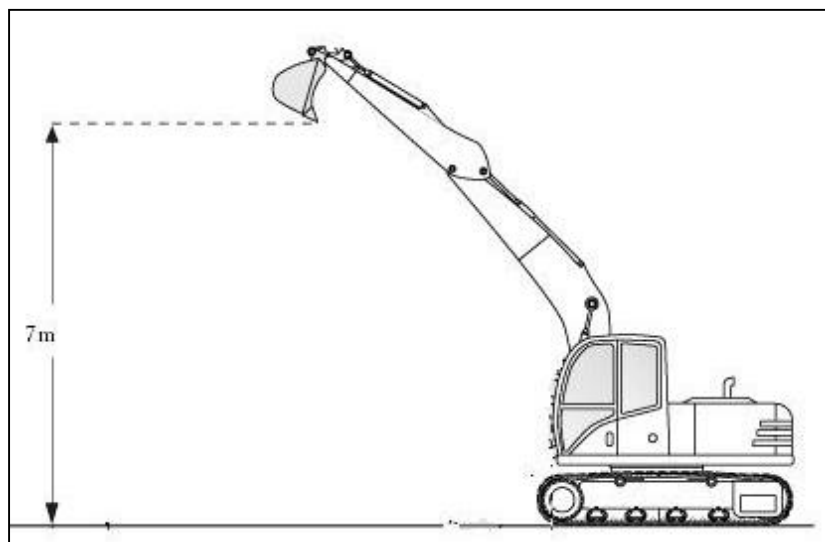
La altura de los bancos se establece, en general, a partir de las dimensiones de los equipos de perforación, de los de carga y de las características del macizo rocoso (Bustillo & López, 1997, pág. 275).

La calidad del macizo rocoso en esta área según la clasificación de Barton se determina como roca del tipo II, definiéndola como un macizo consolidado sin fracturamiento considerable, permitiendo estabilidad en los trabajos de arranque en consecuencia la altura del talud estará regida al alcance del cucharón de la excavadora.

Por más que se tenga un macizo de **BUENA CALIDAD** (tabla 9), la altura será limitada por el alcance de la cuchara debido a la sobre posición de bloque que caracteriza la estructura impidiendo hacer bancos mayores al brazo de la excavadora ya que dará inestabilidad en las labores de explotación.

Con ansias de cubrir este parámetro se procede a la selección de la maquinaria de arranque en este caso se utilizará excavadora: **CAD - 320D L**.

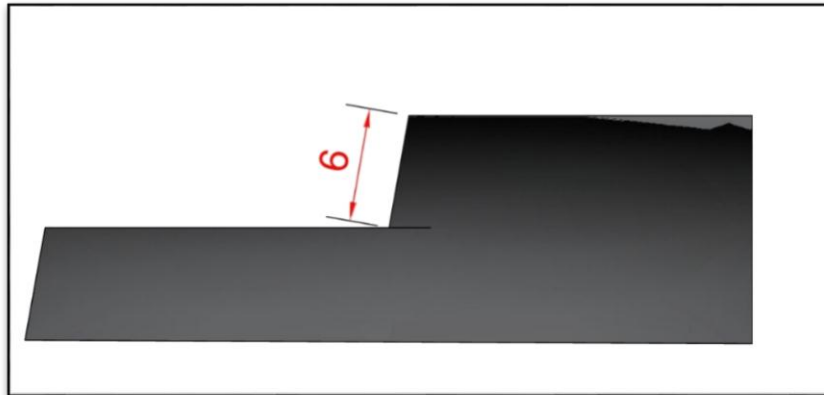
**Ilustración 7: Excavadora Cad320DL. Alcance de él cucharón**



**Fuente:** Manual de Caterpillar

La altura de banco será de 6 metros, debido a que no se busca forzar el cucharón en el momento de arranque del mineral.

#### **Ilustración 8: Altura de Talud**



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### **4.6.4 Ángulo de talud del banco.**

El ángulo de talud se encuentra en función de factores como el tipo de material y la altura del banco, cuanto más coherente y más bajo sea el banco, más vertical puede ser la cara del mismo (Bustillo & López, 1997, pág. 277).

La caliza de esta área se caracteriza por tener estructuras rectas llegando a los 90 grados, lo que da a entender una estabilidad extra, dada por la composición del macizo rocoso. Pero al tener ya una altura determinada se tratar de relacionar según la tabla 12.

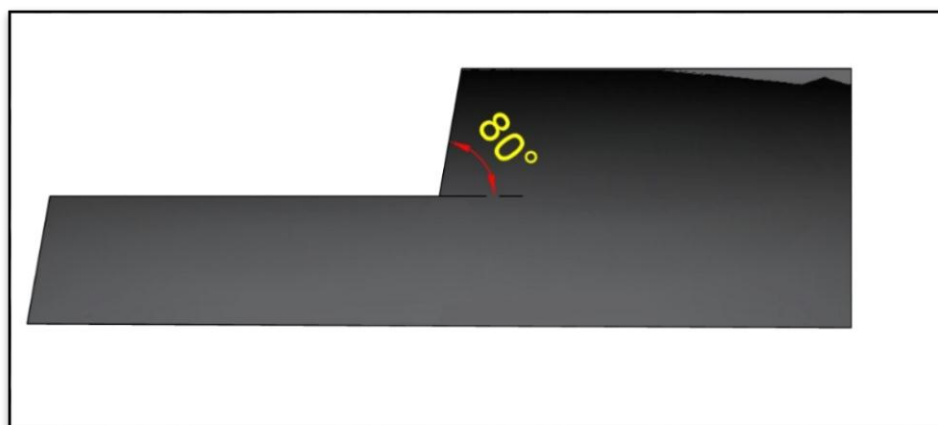
**Tabla 10: Angulo de talud y receso según altura de bancos**

ROCAS	ANGULO DE TALUD PARA BANCOS DE TRABAJO CON ALTURA DE:		ANGULO DE TALUD PARA BANCOS EN RECESO CON ALTURA DE:	
	5 – 12 (m)	15 – 25 (m)	5 – 12 (m)	15 -25 (m)
Arcillas aceitosas, limoarcillas, grava, loes, suelo vegetal.	40 – 50	32 -45	30 – 40	25 – 35
Arcillas pesada, limoarcilla pesada, arcilla esquistosa, limoarcillas, grava gruesa; explotable sin perforación y voladura.	45 - 65	45 - 60	40 – 55	40 – 50
Idem; explotable con perforación y voladura.	55 – 65	58 – 60	40 – 55	40 – 50
Areniscas comunes, esquistos arcillosos, calizas resistentes, margas compactas, minerales de hierro, conglomerados finos.	65 – 75	60 – 70	60 – 65	55 – 60
Rocas graníticas y granitos altamente resistentes, areniscas y calizas, filones minerales de cuarzo, piritas, mármoles y dolomitas resistentes.	75 – 80	75 – 80	70 – 75	70 – 75
Cuarcitas, basaltos, granitos rocas cuarcíferas, areniscas resistentes y calizas.	Hasta 90	Hasta 90	80 – 85	80 – 85

Fuente: Fuente: (Sosa, Kashpar, & Dolgushin)

En todo caso el ángulo para calizas de este tipo se recomienda que sea lo más paralelo posible al ángulo de la estructura se elige que será de 80 grados con esta referencia se evitara el sobre trabajo para la construcción del mismo.

Mientras que tras el inicio de los trabajos quedará expuesto el talud de receso y en base a la tabla 12 este será de 70 grados.

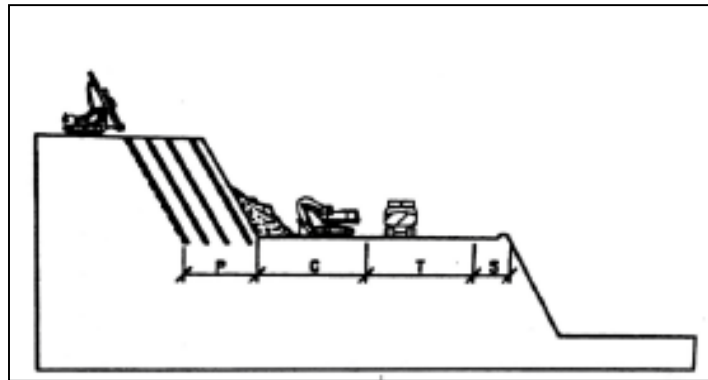
**Ilustración 9: Angulo de talud**

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 4.6.5 Plataforma de trabajo del banco

Se define como anchura mínima del banco de trabajos a la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabaja en ellos simultáneamente (Bustillo & López, 1997, pág. 276).

##### Ilustración 10: diseño de tajo



Fuente: (Bustillo & López, 1997)

Como podemos observar en la Figura 1 y según nos indica Bustillo (1997, pág. 276-277), siempre será necesario dejar del orden de 5m como anchura de seguridad (S) hasta el borde del banco.

$$A_{\text{plataforma}} = ((C * 1.5) + T + S)$$

Siendo:

C= Ancho de excavadora.

T= ancho de carriles de transporte

S = berma de seguridad (5 m)

##### 4.6.5.1 Ancho de excavadora (C)

En el frente de trabajo la maquinaria que se encargara los procesos de arranque y carga será excavadora *Cad-320DL*, que tiene una dimensión de 3.39 metros de ancho pero debido al radio de giro que realizara en el proceso de carga este se le multiplicara por 1,5 factor de seguridad que brindara mayor dinamismo en los trabajos

$$C = 3,39 * 1.5 = 5.08$$

#### 4.6.5.2 Ancho de carriles de transporte (T)

Se planea una vía de dos carriles para la *Volquete Hino 8m<sup>3</sup>*, esta permitirá una mejor transportación de material, tomando en cuenta, si en el futuro se planea un aumento de producción por consecuencia la implementación de más maquinaria.

El ancho de una vía de dos carriles se determina de acuerdo a la fórmula:

$$T = 2(x + y) + a$$

Siendo x el ancho de operación de una volqueta (2,45 m), pero el factor y espacio entre carril se lo calcula así:

$$a = 0,5 + 0,005v$$

Siendo v la velocidad promedio 20Km/h

Dónde:

Reemplazamos valores tenemos:

$$a = 0,5 + 0,005(20) = 0,60m$$

Reemplazando valores tenemos;

$$V = 2(2,45 + 0.60)$$

**V=6.10m**

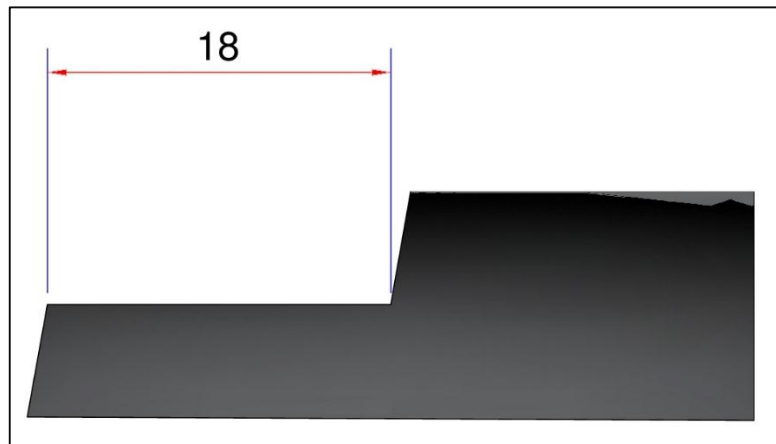
Este ancho de carril es para la volqueta de 8 m<sup>3</sup>, pero si se desea la implementar más adelante maquinaria de mayor dimensión se propone un ancho de vía de **7 m**.

Finalmente reemplazando los valores tenemos:

$$A_{\text{plataforma}} = 5.08 + 7 + 5 = \mathbf{17.08m}$$

Se recomienda que el ancho de plataforma sea de 18 m, por ser un valor cerrado que permitirá dar mayor dinamismo en maniobras a todas las maquinarias que estarán realizando los trabajos de extracción.

### Ilustración 11: Ancho De Plataforma De Trabajo



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 4.6.5.3 La berma de seguridad

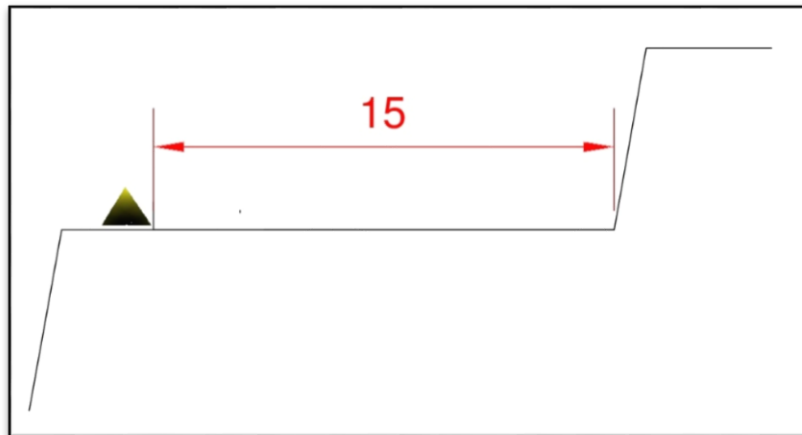
Las bermas se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores y también como plataformas de acceso, o incluso, transporte en el talud de una excavación (Bustillo & López, 1997, pág. 277).

Se calcula con la siguiente fórmula:

- **Ancho mínimo de berma =  $4,5 \text{ m} + 0,2 * H$  (altura de banco, m)**
- ✓ Ancho mínimo de berma para dos carriles =  $2(4,5 \text{ m} + 0,2 * 6\text{m})$
- ✓ Ancho mínimo de berma = 11,40 m.

Entonces 11,40 m será el ancho mínimo al que puede estar la berma, se propone que esta sea de 15 metros permitiendo que en un futuro se realice la implementación de maquinaria de mayor capacidad y tamaño.

### Ilustración 12: Ancho mínimo para bermas

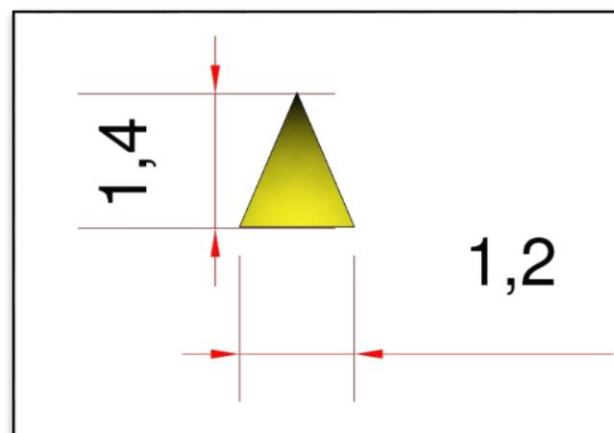


Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

- **Altura de la banqueta =  $1 \text{ m} + 0,04 * H$  (altura de banco, m)**
- ✓ Altura de banqueta =  $1 \text{ m} + 0,04 * 6 \text{ m}$ .
- ✓ Altura de banqueta = 1,24m

Con el fin de mantener la seguridad de la maquinaria se recomienda altura de banquetas de 1,40 m esta es mayor al diámetro del neumático de una volqueta estándar, pero como se proyecta la implementación de maquinaria de mayor capacidad en un futuro la altura estipulada se mantendrá dando la misma seguridad.

### Ilustración 13: Ancho mínimo para bermas



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)



**Tabla 11: Factores Operativos**

Factores Operativos	
Método de explotación	cielo abierto
Distancia de transporte	1.5 km
Altura de banco	6m
Ancho de banco	18m
Angulo de talud del banco	80
Berma	15m
Ancho de vía	14m
Fondo de explotación mínimo	90m

**Elaborado por:** (Otacoma. A. 2016)

## 4.7 SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN

Las calizas del sector Chiguaza -Chuwitayo presentan alta resistencia, imposibilitando la extracción de manera mecánica. Por consiguiente, se planea la implementación del diseño de perforación y voladura, que agilizará los trabajos de explotación con fin de cumplir los parámetros de producción establecidos.

### 4.7.1 PARAMETROS DE PERFORACION.

- Diámetro de los barrenos
- Burden
- Sobre perforación
- Longitud de la perforación
- Espaciamiento
- Perforación específica

#### 4.7.1.1 Diámetro de barrenos

Para efectuar la voladura de rocas es necesario efectuar el confinamiento del material explosivo (perforar la roca) a este tipo de cala o agujero en la roca se conoce como perforación, taladros, o barrenos (entiéndase también al útil de perforación)

La selección del diámetro de perforación para la voladura está en función de la producción: 26400 ton/mes, de tal manera que se deben realizar cuatro voladuras cada 5 días, manteniéndonos con una

altura de banco de 6 metros; di acorde a la clasificación del macizo rocoso con una calificación de **buena** (tabla #9).

Razón por lo cual se recomendada utilizar una perforadora que cumpla a satisfacción con los parámetros iniciales en numerados anterior mente.

La maquinaria de perforación seleccionada es la Track *drill FURUKAWA HCR 900 –DS*; para la determinación de los posteriores parámetros se lo realizara en base de las características identificadas en este párrafo.

**Tabla 12: Datos requeridos para diámetro de barrenos**

<b>DATOS EXISTENTES</b>	
Producción requerida	1,200 Ton/día
Tipo de roca	Caliza
Densidad	2.56 gr/ cm <sup>3</sup>
Tipo de perforadora	<b>Track drill FURUKAWA HCR 900 -DS</b>
Diámetro de perforadora	3pulg = 76mm

**Elaborado por:** Alex Otacoma.

#### 4.7.1.2 Burden ( $\emptyset$ )

El burden está relacionado con el diámetro del barreno definido por la característica de la perforadora, Track *drill FURUKAWA HCR 900 –DS*. Que genera un diámetro de perforación de 3 pulgadas se procede a la obtención del borde: donde se especifica que el diámetro del barreno en pulgadas es igual al borde en metros. (EXSA, 2000)

$$\emptyset \text{ (en pulgadas)} = B \text{ (en m)}$$

$$\emptyset = 3m$$

#### 4.7.1.3 Sobre Perforación (SP)

Las calizas en este sector presentan un grado medio de resistencia razón por la cual para tener mejores resultados en el arranque del mineral se estima un sobre perforación, que permitirá dar voladuras más limpias sin dejar un piso irregular evitando salientes de material que impida las labores mineras en la plataforma de trabajo. (EXSA, 2000).

Común mente la sobre perforación se calcula de la siguiente manera:

$$SP = (0.3) * B$$

Dónde:

SP = sobre perforación (m)

B = Bordo (m).

$$SP = (0.3)3m$$

$$SP = 0,90m$$

#### 4.7.1.4 Profundidad de Taladro (L)

Es la suma de altura de banco más la sobre perforación necesaria por debajo del nivel del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos, que afectan al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria. (EXSA, 2000).

Con el fin de precautelar seguridad en los trabajos que se realizaran en los frentes de explotación después de la voladura se planea realizar perforaciones inclinadas, que permitirá tener taludes finales de caras libres más estables. Por lo cual se estima una inclinación de 20 grados con respecto a la vertical, permitiendo obtener inclinaciones de talud de 70 grados similares al ángulo de talud de bancos de receso. tabla 12

Fórmula para taladros inclinados:

$$L = (H / \cos (\alpha)) + [1 - ((\alpha/100) x SP)]$$

Donde:

L: longitud del taladro.

H: altura de banco. (6m)

$\alpha$ : ángulo con respecto a la vertical, en grados. (20)

SP: sobre perforación (0.90m)

$$L = (6 / \cos (20)) + [1 - ((20/100) x 0,90)]$$

$$L = 7,20m$$

#### 4.7.1.5 Longitud del Barreno

La longitud del barreno está dada por la fórmula:

$$L_p = \frac{H}{\cos(\alpha)} + SB(m)$$

Dónde:

$L_p$ = longitud de perforación (m)

H=altura del banco (6 m)

$\alpha$ = ángulo con respecto a la vertical, en grados (20)

SB=sobre perforación (0,90m)

$$L_p = \frac{6}{\cos(20)} + 0,90 = 7,28m$$

$$\mathbf{L_p = 7,28m}$$

#### 4.7.1.5 Espaciamento (E)

El espaciamento es la separación que existe entre barrenos de una misma fila; manteniéndose el ancho del banco superior es de 25 metros se determina que el espacio entre barrenos es de 2.50 m.

#### 4.7.1.6 Perforación Especifica

Se lo define como la relación del volumen de masa rocosa que se extrae por metro de barreno perforado, se lo calcula así:

$$P. esp = \frac{B * E * H}{\frac{H}{\text{Sen } \theta} + SB}$$

Siendo,

P. especifico = perforación especifica m<sup>3</sup>/m perforado

B= Burden

E= Espaciamento

H = Altura del banco

$\theta$ =Ángulo de inclinación del barreno = (70°)

SB = sobre perforación

Debido a que se realizaron perforaciones con inclinaciones de 20 grados con respecto a la vertical para tener taludes finales con ángulos similares a lo de los bancos de receso, la inclinación de los barrenos en este caso será de 70 grados con respecto a la horizontal.

$$P. esp = \frac{3 * 3,50 * 6}{\frac{6}{\text{Sen } 70} + 0,90} = 8,65m$$

#### 4.8. PARÁMETROS DE VOLADURA

Estos parámetros se encaminan para la obtención de una mejor fragmentación del mineral, facilitando las labores de remoción y transporte. La voladura marcará el avance de explotación.

##### 4.8.1. Longitud de Carga (Lc)

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “Columna explosiva” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada. (EXSA, 2000)

$$Lc = 6,75 * (1/2)$$

$$Lc = 3.37m$$

##### 4.8.2 Carga de fondo (CF)

A medida que se profundizan los avances de perforación la resistencia de la roca va en aumento dando a entender que el explosivo seleccionado debe tener mayor potencia permitiendo una mejor fragmentación de la roca, por tal motivo se recomienda el uso del booster de pentolita y amenu 100 como carga de fondo.

$$CF = (1,3 \times B)$$

CF= Carga de fondo

B= Burde (3)

$$CF = (1.3 * 3) = 3,9 m$$

$$CF = 3,90m$$

### 4.8.3 Carga de columna (CC)

El grado de confinamiento en la carga de columna es menor en comparación a la carga de fondo. Usualmente se empleará el *emulsen 720* para este tipo de trabajos, ofertados en el mercado nacional. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco.

$$CC = L - (CF + T)$$

$$CC = 7,20 - (3,90 + 2,10)$$

$$CC = 1,20m$$

## 4.9 PARÁMETROS DE CARGUÍO DE EXPLOSIVO POR BARRENO

### 4.9.1 Longitud de taco (T)

Normalmente el taladro no se llena en su parte superior o collar, la que se rellena con material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, sólo durante fracciones de segundo, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva. (EXSA, 2000)

$$T = (0,7) * B$$

Donde:

T: Longitud de taco

B: Burde 3m

$$T = (0,7) * 3m$$

$$T = 2,10 m$$

### 4.9.2 Carga de Explosivos por Metro de Barreno (Cexpl)

$$C_{expl} = 0.5065 * \delta_{expl} * (D)^2$$

Dónde:

0.5065 = Constante

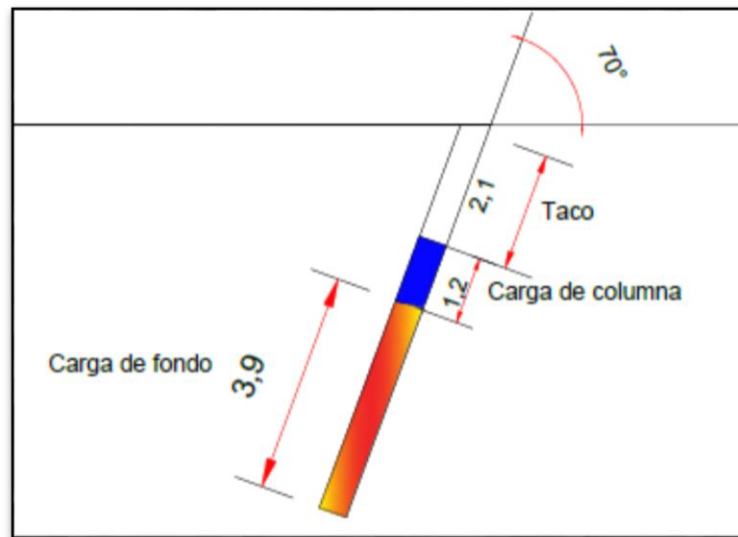
**d.expl** = Densidad del explosivo; 1.13 Explocen

**D2** = Diámetro del barreno en pulgadas; 76mm= 3pul.

$$C_{expl} = 0.5065 * 1.13 * (3)^2$$

$$C_{expl} = 3.43 \text{ kg/m}$$

#### Ilustración 14: Carga de explosivos



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 4.9.3 Carga de explosiva por barreno

$$SE_{\text{hueco}} = L_c \times SE_{\text{metro}}$$

Dónde:

$L_c$  = Longitud de la carga explosiva= = 3.37m.

$SE_{\text{metro}}$  = Carga de explosivo por metro de barreno = kg / m.

$$SE_{\text{hueco}} = 3.37 \times 4.01$$

$$SE_{\text{hueco}} = 43,52 \text{ kg}$$

#### 4.9.4 Consumo específico de explosivo

Es la cantidad necesaria para obtener un metro cubico de roca, se lo calcula así:

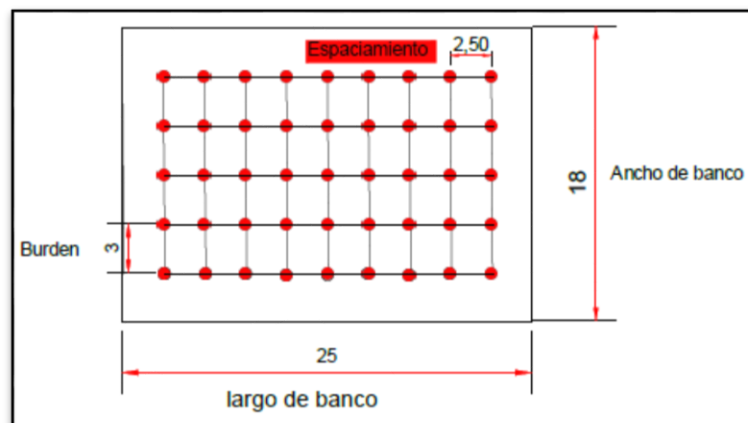
$$Q_{especifica} = \frac{SE_{hueco}}{B \times S \times H}$$

$$Q_{especifica} = \frac{43.52}{3 \times 3,50 \times 6} = 0.69 \text{ kg}$$

#### 4.10 MALLA DE BARRENACION

La malla de barrenación que se propone es del tipo rectangular permitiendo una distribución más equitativa sobre el banco de 18 m de ancho x 25 m largo, con bordes de 3m y espaciamento de 2,50m

**Ilustración 15: Malla rectangular de barrenacion**



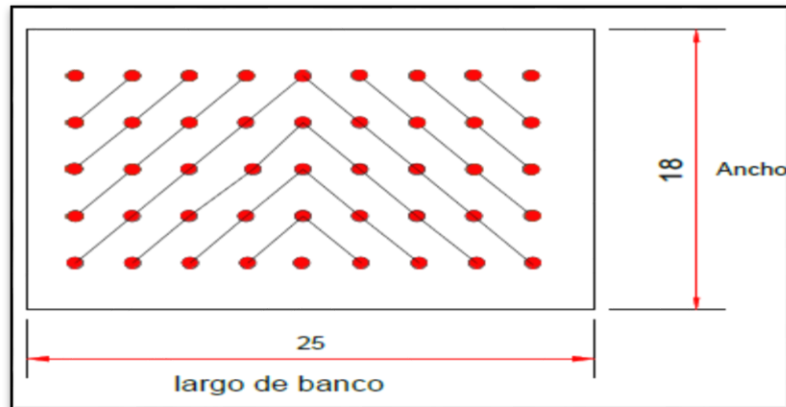
Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 4.11 SISTEMA DE ENCENDIDO.

El sistema de encendido que se propone es el no eléctrico del tipo Tecnel. La secuencia de encendido que se utilizara es la del tipo V, debido a que entre las ventajas que ofrece es que después de la voladura los materiales son menos diseminado permitiendo mayor dinamismo en los trabajos de carga del mineral.



**Ilustración 16: Sistema de encendido**



Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 4.12 RETADO ENTRE BARRENOS EN BANCOS

A continuación, se calculará el retardo entre barrenos

$$tb = Tb * s$$

Dónde:

**tb**: Retardo entre barrenos (ms)

**Tb**: constante según tipo de roca (ms/m)

**S**: Espaciamiento (m)

$$tb = 5.5 * 3$$

$$tb = 16.5 \text{ ms}$$

#### 4.13 RETARDO ENTRE HILERAS

$$th = Th \times B$$

Dónde:

**th** = Tiempo entre hileras (ms)

**Th** = Constante

$$th = 10 \times 1.83$$

$$th = 18.3 \text{ ms}$$

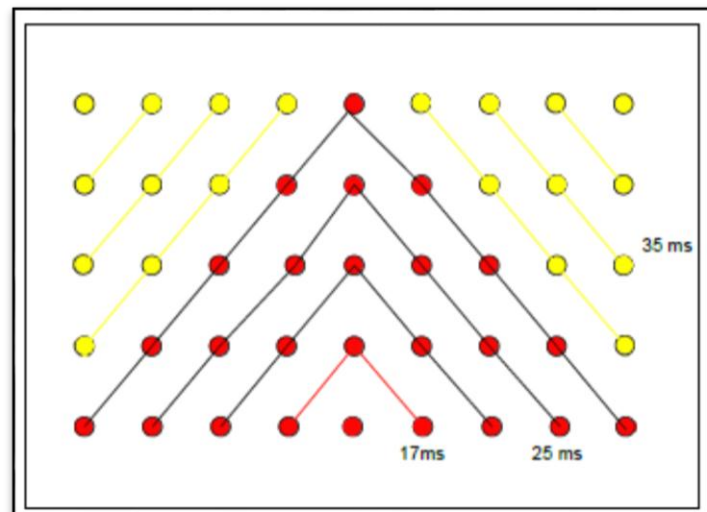
**Tabla 13: Tiempos para conectores**

Tabla de tiempos para conector para coedon detonate (conector bisagra paralelo)	
retardo (MS)	COLOR DE CONECTOR
5	VIOLETA
9	VIOLETA
17	ROJO
25	ROJO
35	AMARILLO
42	NEGRO
65	NARANJA
75	NARANJA
100	AZUL
130	AZUL
150	AZUL
200	VERDE
250	VERDE
300	VERDE

**Fuente:** Explocen

Tanto para retardos entre barrenos (16.5 ms) e hileras (18.3ms) se utilizará el conector rojo según la tabla 14 de explocen donde especifica a este color para retardos entre 17 y 25 ms y el conector amarillo para retardo de 35ms.

En el siguiente esquema se muestra la distribución de los conectores, el primer conector rojo de 17 ms iniciara la voladura, después se activará el segundo conector rojo de 25 ms para las siguientes 3 hileras y los conectores amarillos de 35 ms finalizaran la voladura.

**Ilustración 17: Sistema de encendido**

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 4.14 SELECCIÓN DE EQUIPOS

La maquinaria utilizada para carga y transporte será la misma que se utilizará en el destape y preparación del yacimiento. Para la carga del mineral en la cantera se hace uso de retroexcavadoras, además para el transporte del mineral es preferible el uso de transporte automotriz, por cuanto tiene ventajas en el tránsito en pendientes, ofrecen mejores condiciones para explotación, reducción en las pérdidas y un mayor rendimiento de la maquinaria de carga.

Se tomará los siguientes parámetros para la elección de la maquinaria.

**Tabla 14: Producción establecida**

Producción por hora		
Producción diaria	1200	Ton
Horas de trabajo al día	8	h
Producción/hora	150	ton/h

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

## TRACTOR CAT-D8T.

Tabla 15: TRACTOR CAT -D8T

TRACTOR CAT-D8T	
	
Modelo de motor	Cat C15
Potencia del motor	363 Hp
Peso	39795 Kg
Deposito de combustible	643L
Deposito hidraulico	75L
Anchura del tractor	2632mm
Altura de la maquina	3304 mm
Longitud del tractor basico	4554 mm
altura de la garra	78mm

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

Fórmula:

$$R_{real} = R_{patron} \times f_o \times f_m \times f_t \times f_e \times f_d = \left(\frac{ton}{hora}\right)$$

Siendo,

$R_{patron}$ = rendimiento patrón tomado de tablas (300m<sup>3</sup>/hora)

$F_o$ =coeficiente de eficiencia del operador (Op. Bueno 0.6)

$F_m$ = coeficiente que depende del tipo de material (caliza fragmentada 0.3)

$F_t$ = coeficiente que depende del método de corte (corte por zanja =1.1)

$F_e$ = coeficiente que considera la eficiencia en el trabajo (50 min/h) =0.83)


$F_d$ = coeficiente que el tipo de material (caliza=0.89)

$$R_{real} = 300 \times 0.6 \times 0,3 \times 1.1 \times 0.83 \times 0,89 = 43,87 = 100.9\left(\frac{ton}{hora}\right)$$

### **EXCAVADORAS HIDRÁULICA 320DL**

La excavadora 320 DL permitirá realizar los bancos por el alcance máximo del brazo. A demás se procederá al arranque y cardo del mineral

**Tabla 16:Excavadoras Hidráulica 320DL**

EXCAVADORAS HIDRÁULICA 320DL	
	
Modelo de motor	Cat C6.6
Potencia bruta	149 hp
Capacidad del tanque	410 L
Aceite del motor	22L
Sistema hidraulico	260 L
Velocidad de jiro	11,5 rpm
Velocidad maxima	5,6 Km
Brazo	8.85m
Cucharon	6.28 m
Longitud total	1.2680mm
Altura total	3.190 mm
Profundidad max de excavacion	6.720mm
Alcance max a nivel del suelo	1.0020 mm
Atura maxima de corte	9.490 mm
Altura ma de carga	6.490 mm
Excavacion max (pared vertical)	6.060 mm
longitud total	9.460 mm
altura total	3.030 mm
ancho de la estructura superior	2.740 mm

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

El rendimiento de la excavadora se obtiene de la siguiente manera:

$$R_{real} = C_{cucharonpatron} \times f_{11} \times \rho \times Nc \times f_0 \times f_e = \left( \frac{ton}{hora} \right)$$

Siendo,

$C_{\text{cucharon}}$ = capacidad del cucharon ( $1.8 \text{ m}^3$ )

$F_{11}$ =factor de llenado del cucharon (0.8)

$\rho$ = peso volumétrico del material (2.56)

$F_o$ = coeficiente de eficiencia de operador (op. Bueno 0.6)

$N_c$ = número de ciclos por hora (120)

$F_e$ = coeficiente que considera la eficiencia en el trabajo = (0.83)

$$R_{\text{real}} = 1.8 \times 0,8 \times 2.56 \times 120 \times 0,6 \times 0,83 = 220.29 \left( \frac{\text{ton}}{\text{hora}} \right)$$

### **Numero de excavadoras requeridas**

Se le determina por la siguiente formula:

$$\text{Numero excavadora} = \frac{\text{Produccion por Hora}}{\text{Rendimiento Real}}$$

$$\text{Numero excavadoras} = \frac{150 \text{ ton/dia}}{220.29 \text{ toon/dia}} = 0.68$$

Sabiendo que el rendimiento es mayor que la producción por hora se recomienda una excavadora.

### **VOLQUETE HINO 2841 -12 m<sup>3</sup>**

La maquinaria para el transporte interior mina. Se realizara por el volquete hino sencillo de 8 m<sup>3</sup> de capacidad del balde.

**Tabla 17: Volquete Hino 2841 -12 m3**

VOLQUETA HINO 2841	
	
Modelo del motor	E13CTM
Potencia maxima	405 HP
torque maximo	1100RPM
cilindrage	12913 cc
Largo total	7625mm
Largo util	5545mm
Ancho chasis	850 mm
Altura chasis	1020 mm
Ancho de cabina	2490mm
Peso bruto vehicular	26 ton

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Rendimiento de volqueta:**

$$R_{\text{real}} = \frac{Q \times \rho \times q_{11} \times v}{2,1 \times d \times f}$$

Donde,

Q= capacidad del volquete (12 m3)

$\rho$ =peso volumétrico (caliza 2,56 Ton/m3)



$Q_{11}$ =factor de llenado del cajón ( 0.9)

D= distancia de transporte (1.2 km a escombra)

f=eficiencia de operación 0,82

v=velocidad de circulación (15km/h)

$$R_{real} = \frac{12 \times 2.56 \times 0.9 \times 15}{2,1 \times 1.2 \times 0.82} = 200.73 \text{ ton/hora}$$

### **Numero de volquetas requeridas**

Se le determina por la siguiente formula:

$$\text{Numero volquetas} = \frac{\textit{Produccion por Hora}}{\textit{Rendimiento Real}}$$


$$\text{Numero volquetas} = \frac{150 \text{ ton/dia}}{200.73 \text{ toon/dia}} = 0.74$$

Sabiendo que el rendimiento es mayor que la producción por hora se recomienda una volqueta. Pero debido a que la distancia a recorrer hacia la escombrera es distante 1.2 km se requerirá otra unidad para facilitar los trabajos de transporte del mineral.

### **PERFORADORA:**

Las perforaciones a realizar serán hechas por la perforadora HCR-900DS que permitirá la colocación de los explosivos para el arranque del material

**Tabla 18:Perforadora HCR-900DS**

Perforadora HCR-900DS	
	
Longitud total	10.010mm
Anchura total	3.720mm
Altura total	3.325mm
Modelo motor	hd 715
peso	250 kg
Numero de percusiones	2.150min-1
Numero de rotaciones	0- 150min- 1
Velocidad	0- 4.2 km/h
Peso	185 kg

**Elaborado por:** (Otacoma. A. 2016)

## CAPÍTULO V

## **5 ANALISIS ECÓNOMICO PARA MEDIR LA FACTIBILIDAD DE LA EXPLOTACIÓN.**

### **5.1 CRITERIO DE FACTIBILIDAD DE LA EXPLOTACIÓN**

En el proyecto de explotación para las calizas ubicadas en el sector Chuwitayo –Chiguaza es básico el analizar de rentabilidad y ver sobre todo si es viable o no. Por lo que es lógico invertir un capital y esperar obtener una rentabilidad a lo largo de los años.

Dentro de los parámetros del análisis financiero tenemos.

- Analizar las variables que comprenden el flujo de caja efectivo.
- Calcular los ingresos, costos de operación que se estiman para obtener el valor neto.
- Calcular la tasa de rentabilidad que ha generado la explotación a partir de una inversión inicial.

#### **5.1.1 Análisis de Variables que Comprenden el Flujo de Caja Efectivo.**

##### **5.1.1.1 Días de Operación de la Cantera.**

Se estipula el siguiente ciclo de trabajo al que se registrará las etapas de avance en la mina a fin de mejorar el rendimiento se propone que el ciclo de trabajo sea de 22 días laborables con un turno de 8 horas diarias y posteriormente 8 días de descanso. Dando 247 días en un año, un total de 22 días por mes.

##### **5.1.1.2 Producción Anual.**

La producción anual está regida a la capacidad media del yacimiento en base a la utilización de maquinaria estándar, por lo cual se estipulo una producción de 1200 ton/día, de caliza en cancha mina para su posterior comercialización.

- Producción diaria = 1200 ton/día
- Producción mensual =  $1200 * 22 = 26,4000$  ton/mes
- Producción anual =  $26,400 * 12 = 316,800$  ton/año

##### **5.1.1.3 Precio del Mineral en Cancha Mina.**

Se establece un precio de 4,50 dólares por tonelada de mineral extraído, dicho costo es el actual al que se rige el mercado nacional, y es válido para el mineral en cancha mina.

Las ventas anuales son calculadas en función de la producción que se obtendrá en un año expresada en toneladas y el costo del mineral por toneladas.

- Costo de Ventas = Producción anual \* valor del mineral
- Costo de Ventas = 316,800 ton/año\* 4,50 USD/ton(Valor actual del mercado UCEM)
- Costo de Ventas = 1425600 USD buscar justificación y compara

#### 5.1.1.4 Cálculo de costos de operación

En este parámetro se buscará identificar los trabajos que generan costos en la primera etapa de explotación del mineral para obtener el ingreso capital.

Entre los principales costos de operación se tiene al costo de minado, costo de carga, transporte del mineral a cancha mina.

#### 5.1.1.5 Costo de Minado, Mano de Obra.

En este parámetro se encuentra todo el personal contratado que intervendrá en los distintos trabajos de explotación.

**Tabla 19: Personal de la mina**

PERSONAL	ACTIVIDADES	UNIDAD
Ingeniero en minas	Planificación diseño, control operativo	1
Operador de volquete	Transporte del mineral	2
Operador de cargadora	Cargado de material	1
Operador de perforadora	Perforación para voladuras	1
Operador de retroexcavadora	Arranque del mineral	1
Ayudante de maquinas	Apoyo en cantera	2
Explosivista	Voladuras en los frentes de explotación	1
Guardia	Cuidado de vienes	1
<b>TOTAL</b>		<b>10</b>

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

### 5.1.1.6 Costo de Maquinaria Carga y Transporte.

A continuación, se realizará el análisis de costos de cada una de la maquinaria que se empleará en la explotación del material y del personal que se empleará en las distintas etapas de explotación.

**Tabla 20: Especificaciones técnicas Tractor Cat –D8T**

TRACTOR CAT-D8T		
Potencia tractor	205	HP
Estado	Nuevo	
Precio de adquisición (Vo)	190000	USD
Menos valor residual (Vr) *20%	38000	USD
Suma a amortizar	152000	USD
Inversión Media A (IMA) $V_o(n+1)/2n$	114000	USD
Vida útil (Vu)	15000	h
Horas de trabajo al año (ha)	2100	h
Periodo de amortización (n)	5	años
Interés anual	18	%
Seguros e impuestos (s)	5	%
COSTOS DE PROPIEDAD		
Depreciación (D) $(V_o - V_r)/V_u$	10,13	USD/h
Interés (IMA *18%)/ha	43,43	USD/h
Seguros (IMA*3%)/ha	1,63	USD/h
COSTOS DE FUNCIONAMIENTO		
Combustible $0.04*HP*\$/gal= 0.04* 205* 3.30$	27,06	USD/h
Lubricantes, grasa y filtros, 13% de combustible	3,52	USD/h
Tren de rodaje = Costo / Vu = 3000 \$ / 4000h	0,75	USD/h
Mantenimiento = $(V_o - \text{tren de rodaje}/V_u) * 1.3$ Vu	13,87	USD/h
Salarios = \$700 (mensuales) /176	3,97	USD/h
Costos de Propiedad + costo de operación =	104,35	USD/h
Costos unitarios	104,35	usd/h

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Tabla 21: Especificaciones técnicas Cargadora Cat 938G**

CARGADORA CAT 938G				
Potencia cargadora	145		HP	
Estado	NUEVO			
Precio de adquisición (Vo)	185000		USD	
Menos valor residual Vr) *20%	37000		USD	
Suma a amortizar	148000		USD	
Inversión Media A (IMA) $V_o(n+1)/2n$	111000		USD	
Vida útil (Vu)	15000		h	
Horas de trabajo al año (ha)	2100		h	
Periodo de amortización (n)	5		años	
Interés anual	8		%	
Seguros e impuestos (s)	5		%	
COSTOS DE PROPIEDAD				
Depreciación (D) $(V_o - V_r)/V_u$	9,87		USD/h	
Interés (IMA *18%)/ha	9,51		USD/h	
Seguros (IMA*5%)/ha	2,64		USD/h	
COSTOS DE FUNCIONAMIENTO				
Combustible $0.04*HP*\$/gal$	3,35	\$/gal	19,43	USD/h
Lubricantes, grasa y filtros, 13% de combustible	2,53		2,53	USD/h
neumaticos ,4 llantas = Costo / Vu = 80000 \$ / 3000h	2,67		2,67	USD/h
Mantenimiento = $(V_o - \text{valor neumatico}/V_u) * 0,8$	9,44		9,44	USD/h
Salarios = \$700 (mensuales) = \$700/176 h	3,97		3,97	USD/h
Costos de Propiedad + costo de operación =	60,06		60,06	USD/h
<b>• Costos unitarios</b>	<b>60,06</b>	<b>usd/h</b>		

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Tabla 22: Especificaciones técnicas perforadora Furukawa**

TRACDRILL FURUKAWUA HCR900DS					
Potencia cargadora		168		HP	
Estado		Buena			
Precio de adquisición (Vo)		245800		USD	
Menos valor residual (Vr) *20%		49160		USD	
Suma a amortizar		196640		USD	
Inversión Media A (IMA) $V_o(n+1)/2n$		147480		USD	
Vida útil (Vu)		20000		h	
Horas de trabajo al año (ha)		1000		h	
Periodo de amortización(n)		5		años	
Interés anual		18		%	
Seguros e impuestos (s)		5		%	
COSTOS DE PROPIEDAD					
Depreciación (D) $(V_o - V_r)/V_u$		9,83		USD/h	
Interés (IMA *18%)/ha		26,55		USD/h	
Seguros (IMA*5%)/ha		7,37		USD/h	
COSTOS DE FUNCIONAMIENTO					
Combustible $0.04*HP*\$/gal$	3,35		$\$/gal$	22,51 USD/h	
Lubricantes, grasa y filtros, 13% de combustibl				2,93 USD/h	
Tren de rodage costo/Vu	costo	18000	Vu	10000	1,80 USD/h
Mantenimiento		$(V_o - \text{TREN DE RODAGE} / V_u) * 0,8 / V_u$		10,25 USD/h	
Salarios = \$700 (mensuales) = \$700/176 h				3,97 USD/h	
Costos de Propiedad + costo de operación =				85,21 USD/h	
• Costos unitarios		85,21	usd/h		

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Tabla 23: Especificaciones técnicas para volquete**

VOLQUETE HINO 8M3						
Potencia cargadora			256	HP		
Estado			Buena			
Precio de adquisición		(Vo)	121790	USD		
Menos valor residual		(Vr) *25%	30447,5	USD		
Suma a amortizar			91342,5	USD		
Inversión Media A (IMA)		$V_o(n+1)/2n$	73074	USD		
Vida útil		(Vu)	20000	h		
Horas de trabajo al año		(ha)	2000	h		
Periodo de amortización		(n)	5	años		
Interés anual			8	%		
Seguros e impuestos		(s)	5	%		
COSTOS DE PROPIEDAD						
Depreciación		(D) $(V_o - V_r)/V_u$	4,57	USD/h		
Interés		$(IMA * 8\%)/ha$	2,92	USD/h		
Seguros		$(IMA * 5\%)/ha$	1,83	USD/h		
COSTOS DE FUNCIONAMIENTO						
Combustible $0.04 * HP * \$/gal$		3,35	\$/gal	34,30	USD/h	
Lubricantes, grasa y filtros, 13% de combustible				4,46	USD/h	
llantas	costo	3000	Vu	1500	2,00	USD/h
Mantenimiento	$(V_o - \text{valor neumático}/V_u) * 0,8 / V_u$			5,35	USD/h	
Salarios = \$700 (mensuales) = \$700/176 h				3,97	USD/h	
Costos de Propiedad + costo de operación =				59,40	USD/h	
• Costos unitarios		59,40	usd/h			

**Elaborado por:** (Otagoma. A. 2016)



- **Detalle de Costos para la maquinaria**

**Tabla 24: Especificaciones técnicas para volquete**

MAQUINARIA	COSTO USD/H	COSTO USD/m	COSTOUSD/año
TRACTOR CAT-D8T	104,3549429	18366,46994	220397,6393
CARGADORA CAT 938G	60,06	10569,92	126839,0665
TRACDRILL FURUKAWUA HCR900DS	85,21	14997,30	179967,6595
VOLQUETE HINO 8M3	59,40	10453,70	125444,3626
VOLQUETE HINO 8M3	59,40	10453,70	125444,3626
TOTAL	368,42	64841,09	778093,09

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

- **Detalle de sueldos para el personal**

**Tabla 25: Sueldos de personal**

TRABAJADORES	DETALLES	COSTOS USD/mes	COSTOSUSD/año
Ingeniero en minas	2500	2500	30000
Ayudante en minas	380	380	4560
Ayudante de maquinas	380	380	4561
Guardia	380	380	4562
Total		3640	43683

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

## 5.2 CÁLCULO DEL COSTOS TOTALES PARA LAS PROYECCIONES

La inversión inicial del proyecto de explotación se ejecuta en base a los trabajos que se realizaran en la cantera y la adquisición de la maquinaria.

Procedemos a tener la inversión inicial (Egresos) y los ingresos por venta de mineral (Ingresos), obtendremos el ingreso neto.

**Tabla 26: Costos totales para proyección**

Inversion de ventas	Inversion inicial	Ingreso neto
Ingresos	Egresos	Ingresos -Egresos
1425600	821,776.09	603.823.91

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

Tomando en cuenta la inflación actual del país 3,68% se procede hacer una proyección para los siguientes 5 años.

**Tabla 27:: Proyección en 5 años**

DESCRIPCIÓN	AÑOS				
	1	2	3	4	5
<b>CALIZA</b>	\$ 603.823,91	\$ 627.131,51	\$ 651.338,79	\$ 676.480,47	\$ 702.592,61

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

### 5.3 DETERMINACIÓN DE LA TASA MÍNIMA ACEPTABLE DE RENDIMIENTO (TMAR).

Cundo los inversores privados, financian la explotación de una mina con fines de mejorar la producción necesariamente se debe marcar una tasa de referencia que básicamente permitirá el retorno de la inversión a largo plazo.

Esta tasa de referencia es esencial en economía debido a que es la base de comparación y de cálculo en las evaluaciones económicas que se hagan. Si no se obtiene cuando menos esta tasa de rendimiento al final del proceso, la inversión será rechazada.

Para calcular la Tasa Mínima Atractiva de Rendimiento (TMAR), se considera los siguientes aspectos:

- **Tasa Pasiva:** Es el interés de los últimos 5 años que los bancos otorgan a los inversionistas (3,20%).
- **Inflación:** Es la variación de los precios de los bienes de los últimos 5 años del país (3,86%).
- **Premio al Riesgo:** se refiere a un incremento en los tipos de interés que tendrían que ser pagados los préstamos y los proyectos de inversión en un país particular.

En este caso se consideró un 3% de premio al riesgo luego del análisis de la inflación a nivel nacional y también porque el mineral no tiene un mercado de gran valor comercial.

La tasa de referencia utilizada será denominada Tasa Mínima Atractiva de Rendimiento (TMAR) y es definida como:

$$TMAR = Tasa Pasiva + Inflación Nacional + Premio al Riesgo$$

$$TMAR = 3,20\% + 3,86\% + 3\%$$

$$TMAR = 10,06\%$$

**Tabla 28: Valor del TMAR a utilizar**

Finaciado Por	Aportacion	TMAR	Ponderacion
Capital Propio	100%	10,06	10.006
Credito Bancario	-	-	-
TMAR Global			10,06%

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

#### 5.4 CÁLCULO DEL VALOR ACTUAL NETO (VAN).

Es un procedimiento que permite calcular el valor presente de un determinado número de flujos de caja futuros, originados por una inversión. La metodología consiste en descontar al momento actual todos los flujos de caja futuros o en determinar la equivalencia en el tiempo 0 de los flujos de efectivo futuros que genera un proyecto y comparar esta equivalencia con el desembolso inicial.

$$VAN = -Inversión + \sum_{t=0}^n \frac{FNE}{(1+i)^n}$$

Donde:

FNE = Flujo Neto Efectivo.

i = TMAR

t = periodo de tiempo, años.

n = Último periodo del proyecto.

**Tabla 29: parámetros para cálculo de VAN**

DATOS	VALORES
Número de periodos	5
Tipo de periodos	Anual
Inversión Inicial	821777,09
Tasa Mínima Aceptable del Rendimiento (i)	10,06%

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

**Tabla 30:: Estimación de 5 años para el VAN**

AÑOS	FNE	(1+i) <sup>n</sup>	FNE/(1+i) <sup>n</sup>
0	-821777,09		-\$ 821.777,09
1	603823,91	\$ 1,10	\$ 548.631,57
2	627131,51	\$ 1,21	\$ 517.725,56
3	651338,79	\$ 1,33	\$ 488.560,57
4	676480,47	\$ 1,47	\$ 461.038,54
5	702592,61	\$ 1,61	\$ 435.066,89
<b>VAN =</b>			<b>\$ 1.629.246,05</b>

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

El VAN es la ganancia o pérdida en términos de valor del dinero en este momento (tiempo presente), después de haber recuperado las inversiones a una tasa igual a la TMAR. Por lo tanto:

El VAN es positivo, significará que habrá ganancias más allá de haber recuperado el dinero invertido y deberá aceptarse la inversión,  $VAN > 0$  Se aceptará la inversión

### 5.5 CÁLCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

Se define como la tasa interna de retorno que se hace que la suma de los flujos desconocidos sea igual a la inversión inicial.

Es decir, que el TIR es la tasa interna de retorno que hace que el  $VAN = 0$ .

$$VAN = 0 = -Inversión + \sum_{t=0}^n \frac{FNE}{(1+i)^n}$$

Donde:

FNE = Flujo Neto Efectivo.

i = TIR

t = periodo de tiempo, años.

n = Último periodo del proyecto.

**Tabla 31: Tasa de descuento para el VAN**

<b>TASA DE DESCUENTO</b>	<b>VAN</b>
0%	\$ 2.439.590,20
5%	\$ 1.991.812,86
10%	\$ 1.633.104,71
15%	\$ 1.341.847,13
20%	\$ 1.102.440,67
25%	\$ 903.443,61
30%	\$ 736.337,17
35%	\$ 594.690,89
40%	\$ 473.588,70
45%	\$ 369.227,90
50%	\$ 278.634,83
55%	\$ 199.460,43
60%	\$ 129.831,54
65%	\$ 68.241,21
70%	\$ 13.467,11
75%	-\$ 35.489,90
80%	-\$ 79.452,50
85%	-\$ 119.102,67
90%	-\$ 155.009,44
95%	-\$ 187.650,43
100%	-\$ 217.428,86

<b>TIR =</b>	<b>71,32%</b>
--------------	---------------

Elaborado por: (Otacoma. A. 2016)

Para que el proyecto sea bueno la TIR tendrá que ser mayor la TMAR, ya que esta es la tasa que los accionistas ponen como referencia para realizar la inversión. Es decir:

Si la TIR es mayor que la TMAR, es aceptable la inversión.

Si la TIR es menor que la TMAR, la inversión será rechazada.

Si la TIR es igual a la TMAR, se aceptará la inversión.

En este caso, La TIR del 71,32%, comparada con la TMAR del 10,06% es mucho mayor, lo que implica que el proyecto en el tiempo es aceptable, porque va a rendir un 61,26%, mucho más que lo mínimo que se esperaba para el mismo.

## RESUMEN DE TRABAJO DE TITULACIÓN

**Tabla 32: Tasa de descuento para el VAN**

<b>DISEÑO DE EXPLOTACION A CIELO ABIERTO DE LAS CALIZAS DE CHUVITAYO –CHIGUAZA.</b>		
<b>Hipótesis:</b> El diseño de explotación permitirá, una extracción adecuada y económicamente rentable del mineral.		
Objetivos	Actividad	Resultados
Planificar un sistema de explotación adecuado y económicamente rentable de las calizas de Chuvitayo - Chiguaza.	Se procedió a la limitación del área donde se realizaran los trabajos de extracción aquí de acuerdo a las condiciones del yacimiento se selecciona el sistema a utilizar	El área presento las condiciones para la implementación de un sistema de bancos descendentes debido a la afloramiento del mineral en superficie y una mínima sobrecarga
Determinar el índice de calidad de la roca.	Se realizó una descripción del macizo rocoso con la recolección de datos determinando rumbos buzamiento de las discontinuidades presentes después del mismo su respectiva calificación	Con los datos obtenidos se procede a determinar la calidad de la roca por el método de la Q de Barton .donde la define como una roca BUENA del tipo II
Diseño de explotación	Determinación y diseño de los parámetros operativos que se utilizaran en la explotación del mineral. Así como el diseño de la malla de perforación para la voladura.	Se obtuvieron las medidas geométricas como altura de banco, ángulo de talud, ancho de vía , plataforma de trabajo para la explotación. Además se propuso mallas rectangulares para la voladuras a realizarse con la utilización del amenu100 como carga de fondo y emulen 720 como carga de columna
Determinación de la factibilidad de explotación.	Se aplicó el método del Tir-Van para determinar la rentabilidad del proyecto de explotación	Se determina que con una inversión de 821,776.09 \$ producto de la adquisición de equipos y personal empleado para los trabajos de explotación a realizarse, se podrá recuperar la inversión, mediante una proyección a 5 años se determina una <b>VAN</b> (Valor Actual Neto) de 1629.246 \$ dólares con un <b>TIR</b> (Taza Interna De Retorno) de 71,22%.

**Elaborado por:** (Otacoma. A. 2016)

## CAPITULO VI

### 6.1 CONCLUSIONES

- Analizando las características del sector de estudio, se pudo determinar que el yacimiento se caracteriza por la presencia de mineral en superficie con una mínima sobrecarga que va desde 50 cm a 1m por consiguiente se propone la explotación a cielo abierto, permitiendo tener mayor provecho miento del mineral utilizando el sistema de bancos descendentes debido a la topografía de la zona.
- Mediante la descripción del macizo rocoso se pudo observar la existencia mínima de fracturación dando a entender el alto grado de resistencia que presenta la estructura. Por consiguiente, para determinar el índice de calidad de la roca se procede a utilizar el método de Barton, dándole una calificación de roca *buena*. Este resultado da a entender la estabilidad presente permitiendo realizar trabajos de explotación con mayor seguridad.
- Durante el diseño de los factores operativos se determinó un ángulo de talud de 80 grados debido a que en el área de estudio se puede observar estructuras rectas estables que llegan hasta los 90 grados. Por lo cual para evitar un sobre trabajo de la maquinaria se busca mantenerlo más párelo posible.
- El diseño de explotación que se propone es técnicamente viable ya que con una inversión inicial de 821,776.09 \$ producto de la adquisición de equipos y personal empleado para los trabajos de explotación a realizarse, se podrá recuperar la inversión, mediante una proyección a 5 años se determina una **VAN** (Valor Actual Neto) de 1629.246 \$ dólares con un **TIR** (Taza Interna De Retorno) de 71,22%.

## 6.2 RECOMENDACIONES

- Realizar campañas de explotación con sondajes con recuperación de testigos que lleguen a mayor profundidad para definir a detalle la geometría del yacimiento.
- Realizar un estudio de impacto ambiental
- Este sistema de explotación está elaborado para 5 años después de lapso establecido es conveniente un nuevo estudio que se adapte a las características del yacimiento
- El lastrado de las vías es importante por lo q se recomienda que las vías principales de acceso a la mina se realicen estos arreglos, con el fin de una mejor transportación del mineral para su comercialización.
- Las pendientes en las vías no deberán exceder de los 18% para mantener dentro de los parámetros de transporte pesado precautelando la seguridad de los mismos.



## CAPITULO VII

### 7.1 RESUMEN

El siguiente trabajo de diseño de explotación a cielo abierto de las calizas de Chuwitayo-Chiguaza es un pedido de la comunidad del sector para tener un mejor aprovechamiento mineral, por lo que se procedió con la etapa de prospección del área con el fin de reconocer y tomar datos que permitan una mejor descripción del yacimiento. La toma de los datos para la descripción del macizo rocoso se hace mediante fichas que permitan llevar un control y a la vez poder realizar una comparación del tipo de macizo que se trabajara. Posteriormente con los datos recogidos se determinará el tipo de roca mediante el método del índice Q, que mediante el uso de tablas permite realizar la clasificación de la roca, determinándola como BUENA, dando a entender la estabilidad que presenta. El diseño de los factores operativos establece bancos de altura de 6 metros con el objetivo de no realizar un sobre trabajo para el brazo de la excavadora, el ángulo de talud será de 80 grados ya que en el lugar se han observado estructuras rectas que llegan a tener 90 grados al tener un ángulo casi paralelo se evitar tener un gasto innecesario en su construcción. El diseño de explotación que se propone es técnicamente viable ya que con una inversión inicial de 821,776.09 \$ producto de la adquisición de equipos y personal empleado para los trabajos de explotación a realizarse, se podrá recuperar la inversión, mediante una proyección a 5 años se determina una VAN (Valor Actual Neto) de 1629.246 \$ dólares con un TIR (Taza Interna De Retorno) de 71,22%.

**Palabras Clave:** Macizo Rocos, índice, bancos descendentes, voladura, perforación. VAN. TIR



## 7.2 ABSTRACT

The following design work exploitation Opencast limestones of Chuwitayo – Chiguaza is a request from the community sector to have a better mineral exploitation, therefore we proceeded to the stage of prospecting the area in order to recognize and take data to allow a better description of the deposit. Making data for the description of the rock mass it is done by index cards to keep track and at the same time able to make a comparison the type of work massif. Later, with the data collected rock type is determined by the method of the index Q, which by using tables allows the classification of the rock, determining it as GOOD, implying stability presented. The desing of the operational factors established banks up to 6 meters with the objective of not making an envelope work fot the excavator arm, the angle of slope is 80 degrees since the place have been observed structures lines that reach 90 degrees to have an almost parallel to avoid having an unnecessary expense in the construction angle. The design of exploitation is proposed a technically feasible because with an initial investment of 821,776.09\$ product of the acquisition of equipment and personnel employed for the work of exploitation to take place, it could recover the investment through a projection to 5 years determines a NPV ( Net Present Value ) of \$ 1629.246 dollars with an IRR (internal rate of return ) of 71.22%

Keywords: Rock mass, index, banks down, blasting, drilling, NPV, IRR.



### 7.3 BIBLIOGRAFÍA

López Jimeno, C. (1997). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Murcia: COMPOLL.

Soluciones exactas en fragmentación de rocas. (2000). *Manual práctico de voladura*.  
Lima: EXSA.

Alvear, C., López, M., Pindo, J., & Proaño, G. (2011). *Diseño y análisis económico de la explotación a cielo abierto de un yacimiento de caliza*. Consultado en junio 5 del 2016, from Espol.edu.ec:

<https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/17132/1/Art%C3%ADculo%20final%20de%20tesis%20Alvear-Lop%C3%A9z%20pdf%5B1%5D.pdf>

Baldock, J. (1982). *Geología del Ecuador: Boletín Explicativo*. Quito: Ministerio de recursos naturales y energéticos.

Barragán, J. (2007, noviembre 17). *Explotación a cielo abierto de materiales de construcción*. Consultado en 20 de junio de 2016 from [http://www.aimecuador.org/capacitacion\\_archivos\\_pdf/Explotaci%C3%B3n%20de%20canteras.pdf](http://www.aimecuador.org/capacitacion_archivos_pdf/Explotaci%C3%B3n%20de%20canteras.pdf)

Bernola, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: ETS de Ingenieros de Minas Madrid.

Calderon, J. (1997). *Optimización de la operación de explotación de caliza. (Tesis de grado. Ingeniero de Minas)*. Escuela Superior Politécnica del litoral. Guayaquil.

Geominero. (2000). *Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto*. España: Secretaria General de Energía y Recursos Minerales.

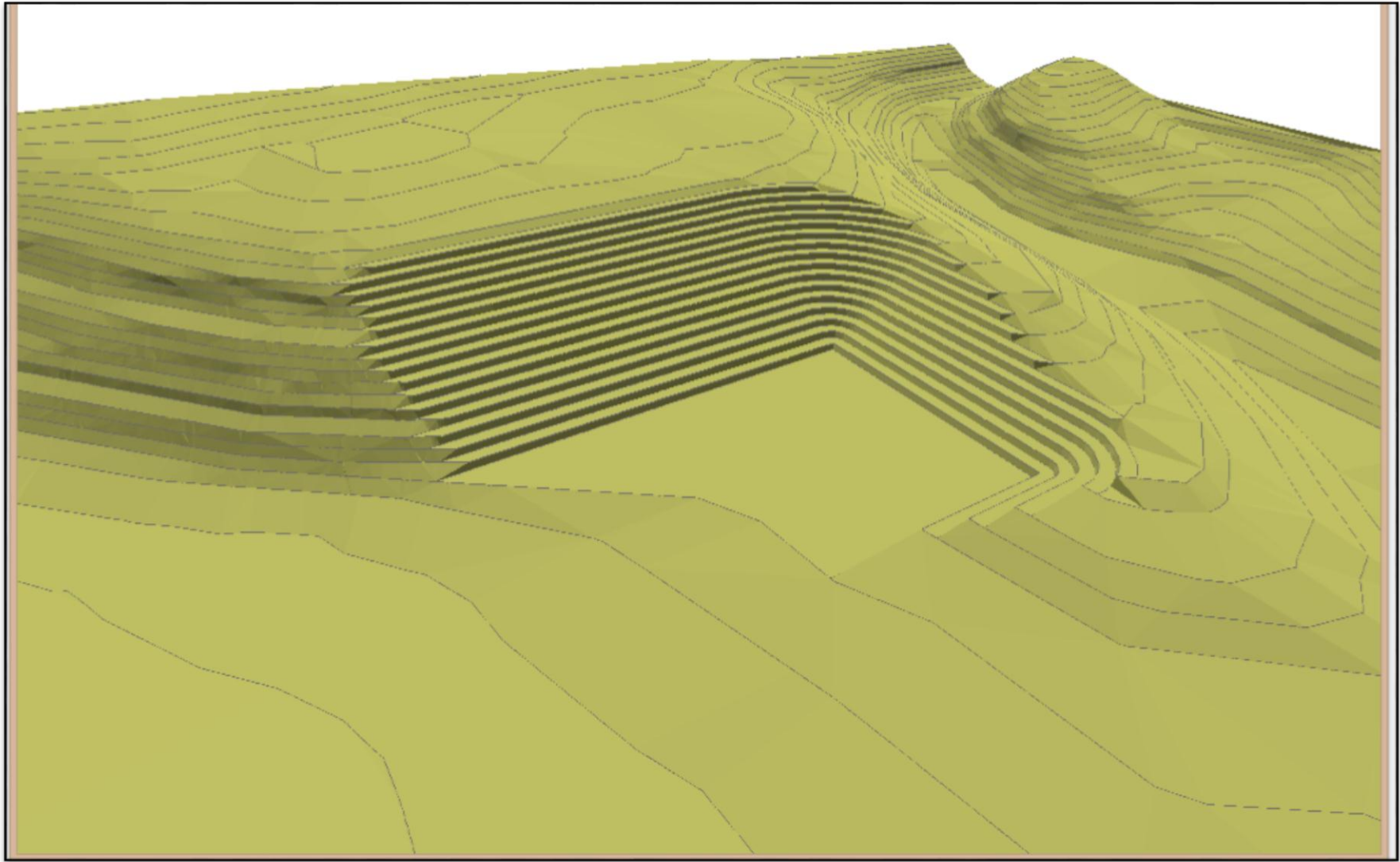
Herrera, J. (2006). *Introducción a los métodos de minería cielo abierto*. Madrid: ETS de Ingenieros de Minas de Madrid.

Hidalgo, T., López, I., Pincheira, J., & Troncoso, A. (1998). *Minería a cielo abierto: métodos de tronadura*. Chile: Universidad de Chile.

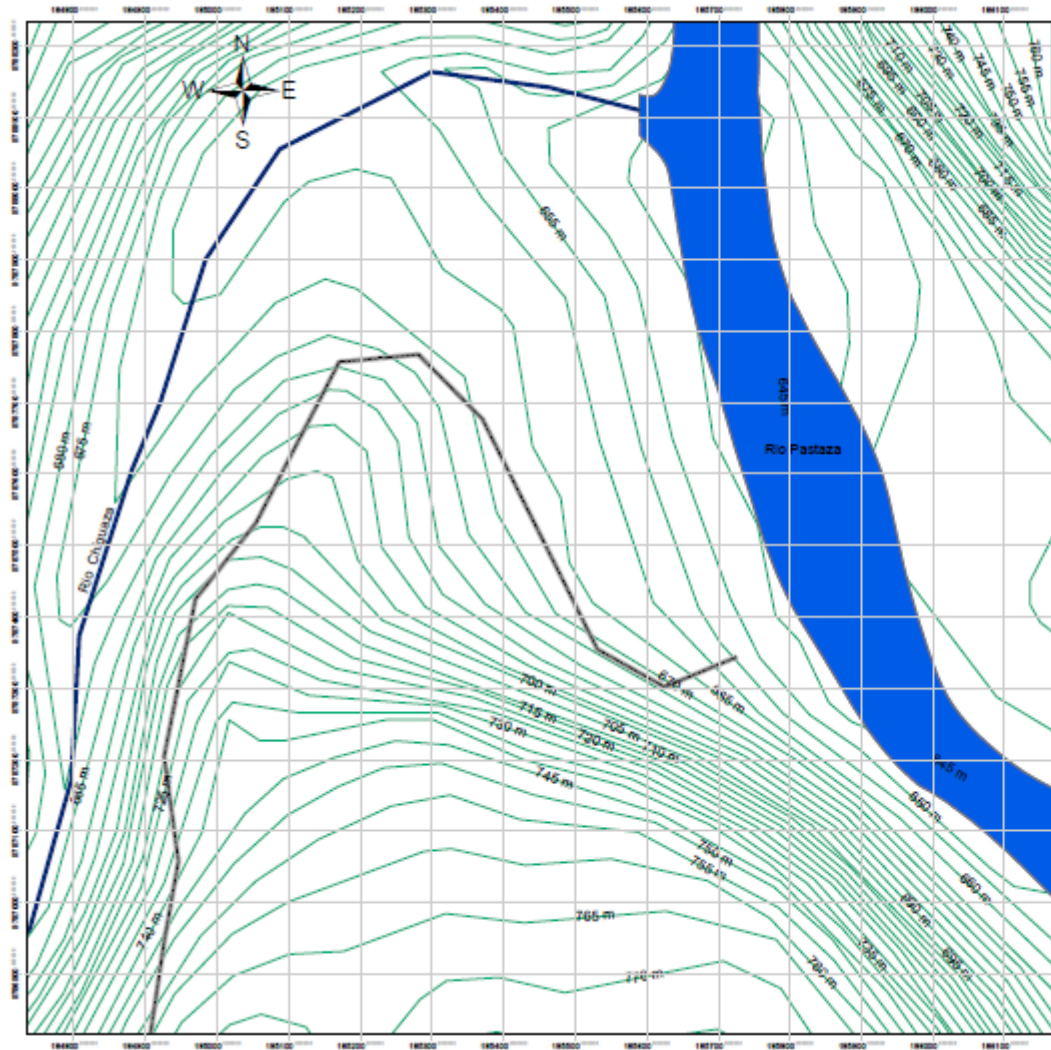
Reyes, P. (2000). *Apuntes de métodos de explotación*. México: Limusa.

## 7.4 ANEXOS

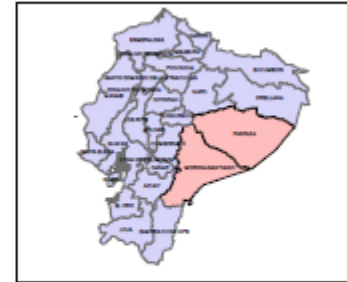
ANEXO I: OPEN PIT DISEÑO 3D



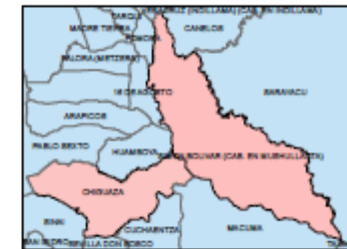
ANEXO II: MAPA TOPOGRAFICO



**MAPA POLÍTICO DEL ECUADOR**



**PARROQUIAS**



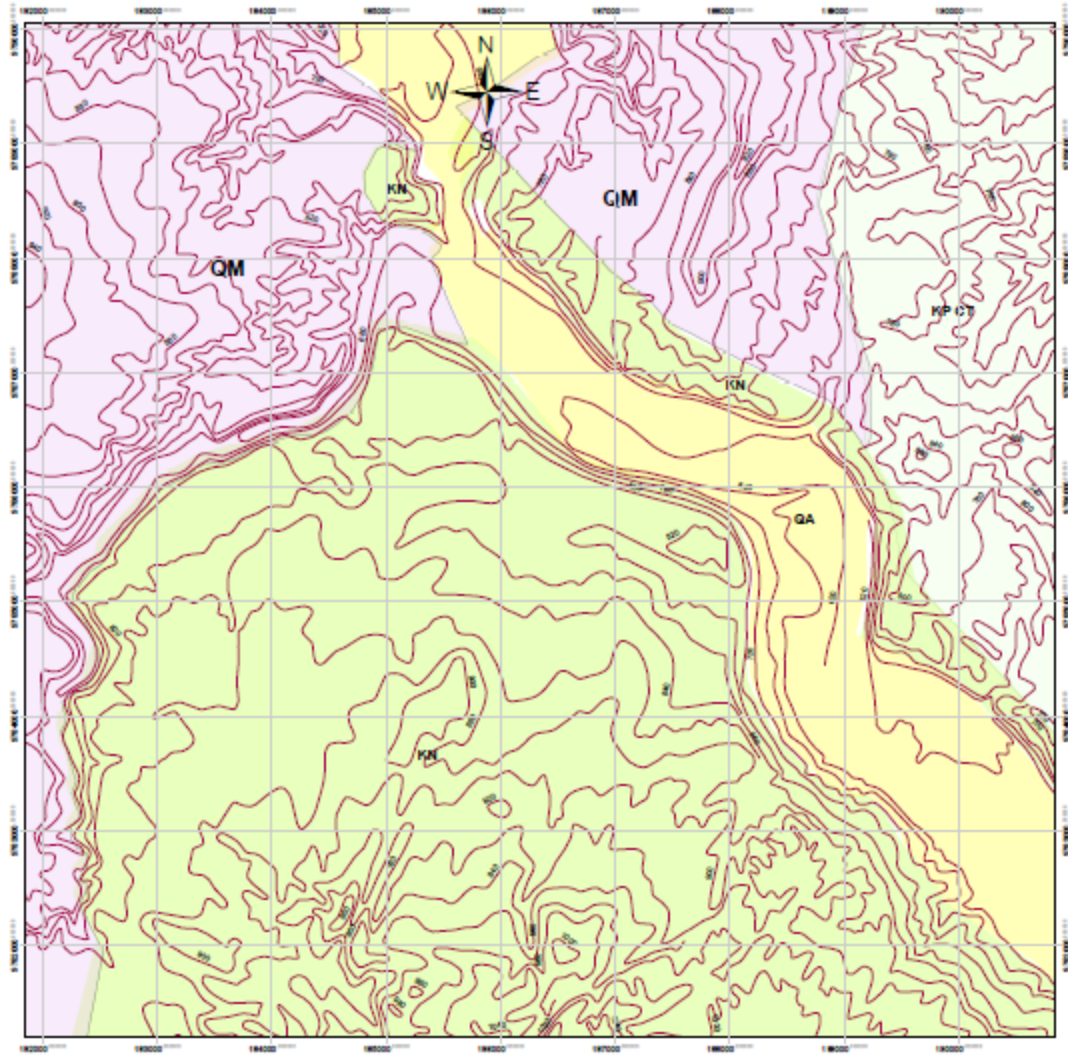
**LEYENDA**

- Rio Chiguaza
- Rio Pastaza
- Via Troncal amazónica
- curvas\_nivel

<b>ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO</b> EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO			
<b>MAPA TOPOGRÁFICO</b>			
Título	Autor	Elaborador	Fecha
Hoja de aplicación a río Chiguaza	Río Pastaza	Ing. Juan Pablo Caza B. / Ing. Wilson Mejía	27/08/2019
		Ing. Juan Pablo Caza B. / Ing. Wilson Mejía	Escala: 1:4,000
Escala de coordenadas: UTM S4			Hoja: 1



### ANEXO III: MAPA TOPOGRAFICO

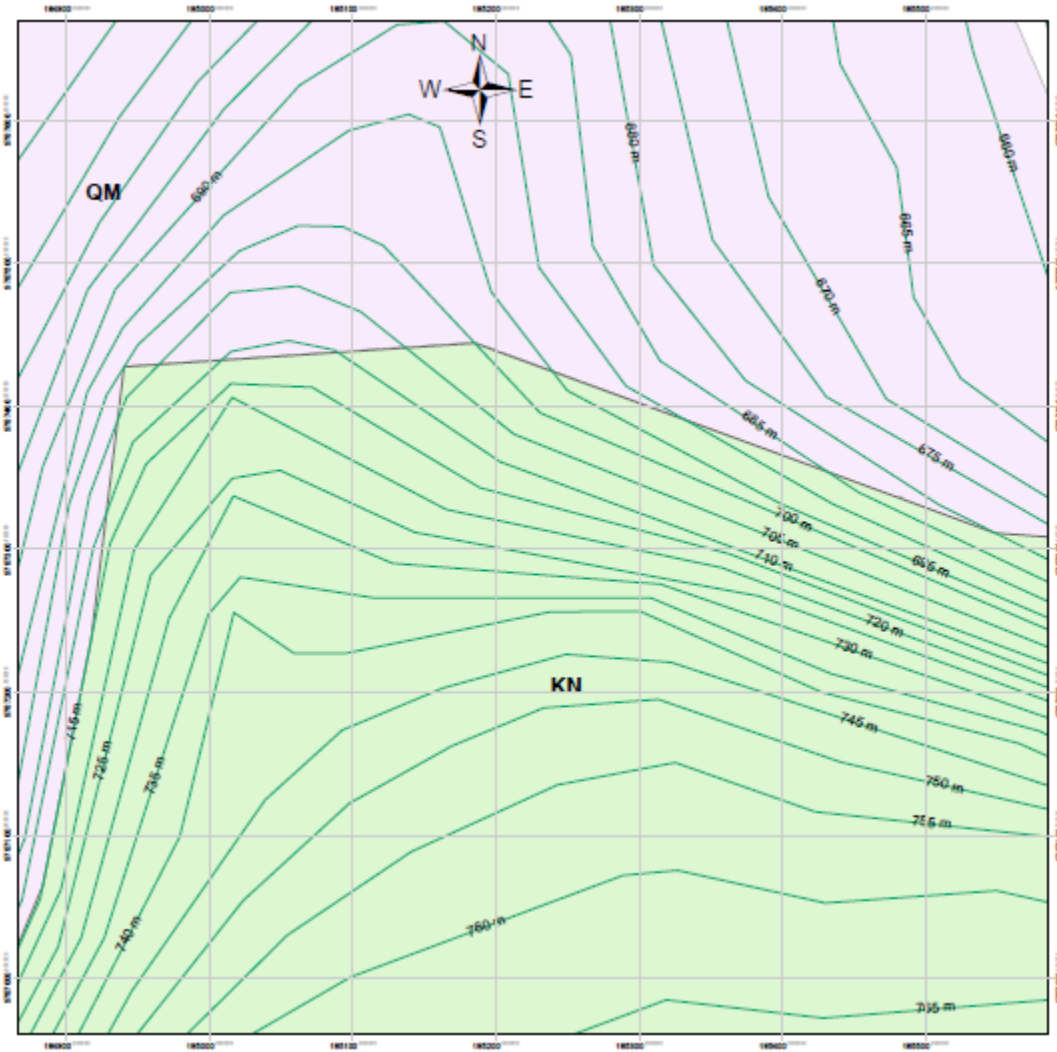


### LEYENDA

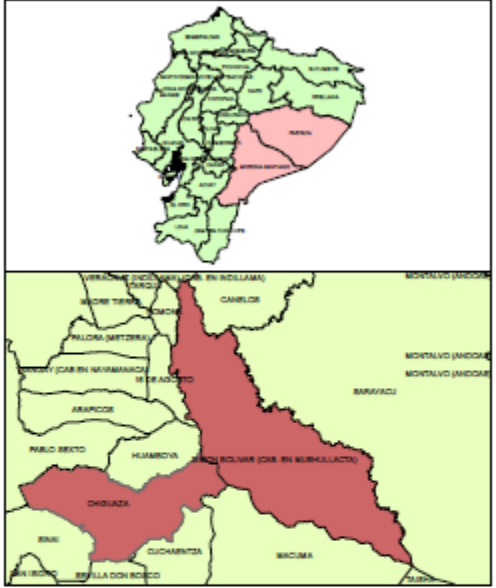
- curva\_nivel\_1
- formacion Tena
- Formación Mera
- aluvial pastaza
- Formación Napo.

		<b>ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO</b>			
<b>GEOLOGÍA REGIONAL</b>					
Tema:	Código:	Módulo:	Pag. Don. Págs. Total: 1	Fecha:	Escala:
Geología regional y distribución de terrazas Chiguaza - Chiguaza	Rio Pastaza	Geología	Pag. Don. Págs. Total: 1	21/06/2016	1:25,000
		Código de coordinación: PGAD 58			

#### ANEXO IV: MAPA GEOLOGIA LOCAL



**MAPA POLÍTICO DEL ECUADOR**

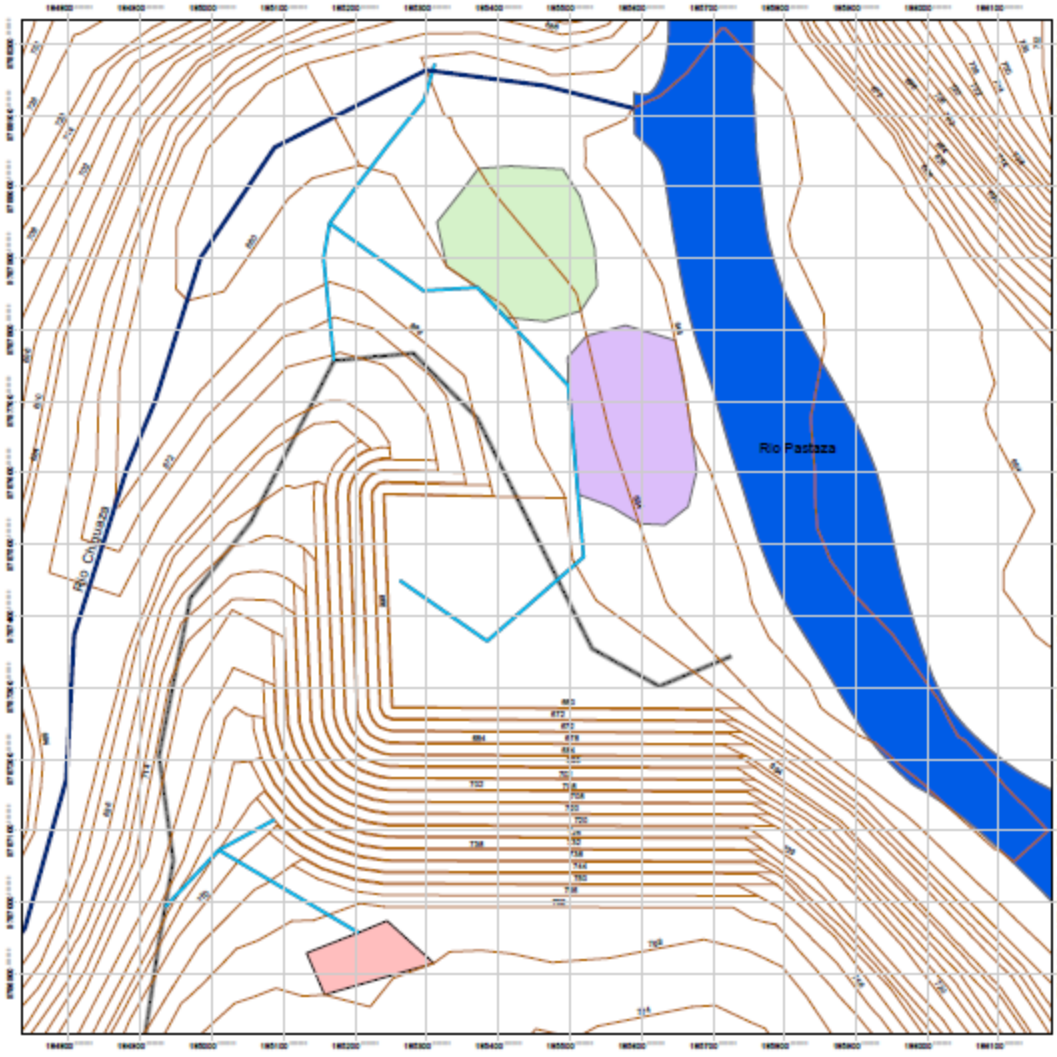


**LEYENDA**

- curvas\_nivel
- Formación Napo
- Formación Mera

<b>ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO</b> <b>EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO</b>						
<b>Geología Local</b>						
Título	Código	Autor	Elaborado	Fecha	Escala	Páginas
Geología local y relieve de Morona Santiago - Chimborazo	001	Ing. Juan Pablo López	Ing. Juan Pablo López	27/06/2018	1:2,000	3
Sistema de coordenadas		WGS 84				

ANEXO V: MAPA DE DISEÑO FINAL



- LEYENDA**
- Rio Chiguaza
  - Via de proyecto
  - curvas\_nivel
  - █ Rio Pastaza
  - █ Campamento
  - █ Stock
  - █ Escombrera
  - Via Troncal amazónica

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DE CHIMBORAZO EXTENSIÓN MORONA SANTIAGO				
<b>DISEÑO FINAL DE MINA</b>				
Tema: Diseño de explotación a cielo abierto de terrazas Chiguaza - Chiguaza	Profesor: Edu. Ochoa	Asesorado: Ing. Juan Pablo Lora & Ing. Marco Aljaga	Fecha: 27/06/2019	Hojas: 4
Tema: Diseño de explotación a cielo abierto de terrazas Chiguaza - Chiguaza	Profesor: Edu. Ochoa	Asesorado: Ing. Juan Pablo Lora & Ing. Marco Aljaga	Fecha: 1/4/2020	Hojas: 4
Escala de coordenadas: WGS 84				