

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE  
HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**“REDUCCIÓN DE COSTOS EN LAS OPERACIONES UNITARIAS DE  
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA COMPAÑÍA CATALINA HUANCA  
SOCIEDAD MINERA SAC.”**

**PRESENTADO POR:**

Bach. JHONY SOSA ORE

**PARA OPTAR EL TÍTULO DE  
INGENIERO DE MINAS**

AYACUCHO – JUNIO

2016

## **DEDICATORIA**

A Dios por su iluminación e inmensa bendición en el quehacer minero, a mi madre Jesusa Oré Flores, por su inmenso amor y apoyo incondicional, a mis hermanos Macedonio, Iván, Bertha, Dona, Irma y Josefina, por sus apoyos y por estar a mi lado en todo momento.

## **AGRADECIMIENTO**

A la **Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga**, mi alma mater de la cual me siento orgulloso por haberme acogido en sus aulas durante los 5 años.

A **Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C**, La cual me abrió su puerta para poder ganar las experiencias necesarias y ejercer mi carrera profesional.

Al Ing. **Guillermo Condori Cerón**, Superintendente de Mina, por darme su confianza y apoyo en la elaboración de la tesis, asimismo a todo el personal profesional, ingenieros, técnicos y obreros de la compañía por las facilidades y el apoyo que me brindaron durante el periodo de mi trabajo.

## ÍNDICE

DEDICATORIA .....	ii
AGRADECIMIENTO .....	iii
ÍNDICE.....	iv
INTRODUCCIÓN.....	viii
RESUMEN.....	xi

## CAPITULO I

### ASPECTOS GENERALES

1.1.- Ubicación y acceso .....	01
1.2.-Clima y vegetación.....	03
1.3.-Antecedentes .....	03
1.4.- Planteamiento del problema.....	04
1.5.- Justificación del problema .....	05
1.6.- Problema general.....	05
1.6.1.- Problema específico.....	05
1.7.- Objetivo.....	06
1.7.1- Objetivo general.....	06
1.7.2.-Objetivo específico.....	06
1.8.- Hipótesis general .....	06
1.9.- Metodología de la investigación .....	06
1.10.- Identificación de las variables y sus indicadores .....	07
1.11.-Recursos.....	08
1.12.- Geomorfología .....	09
1.13.- Organización de la empresa .....	10

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGIA**

2.1.- Geología regional.....	12
2.1.1. Estratigrafía.....	14
2.2.- Geología estructural.....	16
2.3.- Geología local.....	16
2.4.- Geología económica.....	18

## **CAPITULO III**

### **EVALUACIÓN GEOMECÁNICO EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN**

3.1.- Estudio de las características físicas y mecánicas del macizo rocoso.....	24
3.2.- Sistemas de evaluación geomecánico.....	26
3.3.- Diseño de secciones de labores subterráneas y aplicación de la geomecánica en la determinación del tipo de sostenimiento.....	34
3.4.- Aplicación de la geomecánica en la perforación y voladura en las labores de desarrollo, preparación y explotación.....	42
3.5.- Evaluación de los defectos, eventos y causas que ocasionan bajo rendimiento de avance en los frentes de desarrollo preparación y explotación.....	43
3.6.- Valuación de los defectos eventos y causas que ocasionan pérdidas a escala general de la mina.....	43
3.7.- Alternativa de solución.....	43
3.8.- Evaluación de los parámetros actuales de perforación.....	44
3.9.- Equipo de perforación.....	46

3.10.- Evaluación de los parámetros de voladura.....	47
--	----

## **CAPITULO IV**

### **REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

4.1.- Estándares de rendimiento .....	57
4.2.- Plan de mejora en perforación y voladura .....	60
4.3.- Diseño de malla de perforación de una rampa negativa de 4.50m.x4.0m.....	67
4.4.- Estructura de los costos unitarios de perforación y voladura por labores.....	73
4.5.- Costos comparativos de desarrollo preparación y costo de explotación .....	81
4.6.- Propuestas de reducción de costos unitarios .....	81

## **CAPITULO V**

### **ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN**

5.1.- Factores que inciden en la eficiencia de la perforación y voladura.....	83
5.2.- Propiedades geomecánicas de interés para la perforación y voladura.....	86
5.3.- Efectos de la perforación y voladura en el daño del macizo rocoso.....	88
5.4.- Resultados.....	81
5.5.- Incidencia de los costos operativos en la utilidad de la empresa.....	89

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	92
Conclusiones .....	92
Recomendaciones .....	94
BIBLIOGRAFÍA.....	95

## INTRODUCCIÓN

Compañía Catalina Huanca Sociedad Minera SAC. Es un yacimiento polimetálico de zinc, plomo, plata y cobre, cuyo cuerpo mineralizado se presenta en mantos, cuerpos y vetas, se considera a estos metales por la alta criticidad que representa la fluctuación de sus precios en el mercado; y se demostrará que mediante el nuevo diseño de mallas de perforación según RMR y uso correcto de los explosivos en la voladura se podrán reducir los costos en mina y así contrarrestar el efecto negativo generado por la baja de los precios de estos metales en una mina productora de los mismos y en general de cualquier otro metal.

Como se mencionó en el párrafo anterior, una variable muy importante es el precio de los metales, el cual no puede ser controlado por las empresas mineras, es por ello que actualmente todas las minas del mundo realizan grandes esfuerzos de ingeniería e incluso abren concursos públicos por obtener ideas o proyectos que permitan reducir sus costos, en especial los costos operativos y en otros casos por maximizar sus recuperaciones metalúrgicas. Es por ello que este estudio busca la optimización de las operaciones unitarias de minado y la reducción de los costos operativos de la perforación, voladura y por ende de todo el ciclo de minado para así obtener mayores márgenes del beneficio.

El proceso de desarrollo de esta tesis obtuvo en principio un diagnóstico de la situación actual de las operaciones unitarias de minado y su respectiva repercusión en los costos operativos de la empresa, proseguido esto por la aplicación de factores de éxito en la perforación y voladura que permitieron establecer propuestas de mejoras de los estándares de minado e

implementación de los mismos mediante el control operativo de las operaciones en mina y por ende la disminución de los costos operativos de la empresa.

En la primera etapa in situ permitió detectar deficiencias en las operaciones de perforación y voladura, siendo los errores en perforación significativos, especialmente cuando afectan el arranque del disparo. En perforación se observan una serie de deficiencias debido a las desviaciones en el paralelismo (por ausencia de guidores durante la perforación como una medida de control) teniéndose que el burden no se mantiene uniforme y resulta mayor al fondo del taladro, lo que afectará al fracturamiento y al avance esperado; los espaciamientos irregulares entre taladros propician una fragmentación gruesa o que el disparo sople, la irregular longitud de los taladros influye en la reducción del avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción, la intercepción de taladros afectará a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper propiciando que se sople el disparo, insuficiente diámetro o número de taladros de alivio esto produce que no se tenga una adecuada cara libre donde se puedan reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca, provocando que se sople el disparo o que se produzcan tiros cortados.

En la operación de voladura que está directamente relacionada a la perforación se observa también una serie de deficiencias, empezándose por un consumo excesivo de explosivos y una mala administración de los mismos, este problema operativo de Mina se origina por una supervisión que genera vales de pedido de explosivos sin ningún criterio técnico, y sin haber analizado a detalle la malla de voladura que se disparará. Del mismo modo los bodegueros de los polvorines mina suministran cantidades excesivas de explosivos sin un patrón técnico de

control. Reflejándose este exceso de consumo de explosivos en el indicador conocido como factor de potencia y/o factor de carga.

## RESUMEN

Esta tesis se titula "REDUCCIÓN DE COSTOS EN LAS OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA COMPAÑÍA CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C. " y tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en la operación.

La implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente más rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en los trabajos. Sumándose a ello un "cambio" y compromiso del personal por mejorar el desempeño de su trabajo.

La metodología empleada para la reducción de costos es la teoría de ASH para el diseño de la malla de perforación, para hacer una comparación de malla de perforación estándar de Catalina Huanca con la malla planteada el cual dará un resultado de variación de costo en 45.01 \$/m de avance en labores de desarrollo en sección de 4.5m X 4.0m

El desarrollo de este trabajo expone un adecuado control y reducción de costos operativos mina y de optimización de las operaciones de minado en función a estándares objetivos de trabajo, obteniéndose un primer diagnóstico de la

situación mediante la supervisión y control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existentes de las operaciones y proyectos. La segunda etapa consiste en la propuesta de estándares objetivos de trabajo en función a estudios y pruebas ingenieriles relacionados al método de explotación de minado, la perforación y voladura idónea, el análisis de costos, la mecánica de rocas y a la seguridad laboral, considerando a todas las etapas del trabajo en mina como procesos que integran un solo sistema en el cual las operaciones de perforación y voladura son el núcleo básico del sistema.

Finalmente se exponen los beneficios que se obtienen con la implementación y el control continuo de los estándares adecuados de trabajo, beneficios reflejados en una reducción de los costos directos operativos y en general de todos los costos de las diversas áreas que integran una mina, acotándose como una de las recomendaciones la vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de perforación y voladura.

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES.**

#### **1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.**

La unidad minera Catalina Huanca se ubica en las estribaciones orientales de la cordillera occidental de los andes del centro del Perú. Políticamente pertenece al distrito de Canaria, provincia de Fajardo, departamento de Ayacucho, (Ver Lámina N° 1).

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud 73° 55' 24" Oeste

Latitud 13° 59' 17" Sur

Sus coordenadas UTM son:

Longitud: 615,200 E

Latitud: 8'454,200 N

A una altitud de 3,400 m.s.n.m.

El acceso desde la ciudad de Lima, es por dos rutas.

RUTAS			
ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (h)
LIMA - NAZCA - PAMPA GALERAS - MINA		715	11
LIMA - PISCO - AYACUCHO - CANGALLO - MINA		921	14

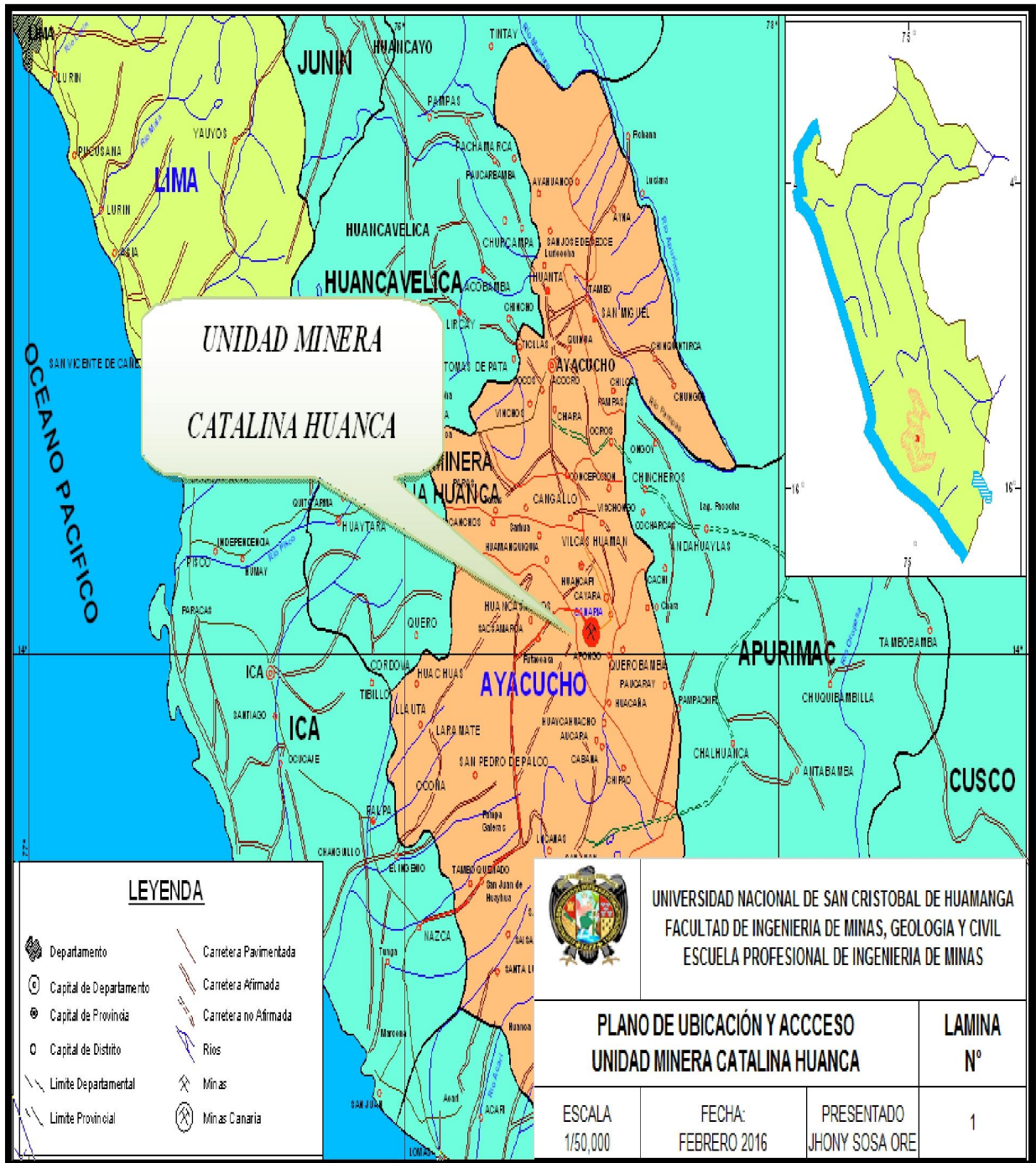


Lámina N° 1

## **1.2.- CLIMA Y VEGETACIÓN.**

El clima es seco y frío, con dos estaciones marcadas; invierno entre diciembre y marzo con fuertes precipitaciones de lluvias y verano de abril a noviembre, con intenso sol, cielo azul de día y frígido por las noches descendiendo fuertemente la temperatura.

En las partes altas la vegetación se limita al icho y a los 3,500 m.s.n.m. existen sembríos de trigo, cebada, maíz, habas, etc.

El área de la ubicación de la empresa se encuentra en un clima templado a moderadamente lluvioso durante los meses de abril a noviembre. La temperatura lluviosa se da en los meses de noviembre a marzo, decreciendo en intensidad en el mes de abril; en las partes altas como en Chumbilla, se presenta un clima más seco y frío.

En el área de trabajo se han identificado seis clases del uso de la tierra y tipos de vegetaciones los cuales el tipo de vegetación predominante es: la vegetación arbustiva (75%), vegetación ribereña (10%), tierra agrícolas (10%), roquedales (2%), y otras áreas (3%).

En el ámbito regional, el ordenamiento territorial es ligeramente similar, ya que este caso se ocupan áreas más altas, en cuyo caso, se presentan siete clase de uso de la tierra y tipos de vegetación, y la predominación es aun de la vegetación arbustiva(60%), vegetación ribereña(10%), pajonales(10%), tierra agrícola(10%), roquedales(8%), otras áreas(2%).

## **1.3.- ANTECEDENTES.**

La Mina Catalina Huanca, fue trabajada durante la colonia. En la época actual trabajó primero la Compañía Minera Canaria S.A cuyo dueño fue el

Ing. Pareja de Lucker Lecaros, hasta el año 1987, fecha en que se declara en quiebra y pasa a poder de los trabajadores por Ley 21584, formándose en 1991 la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda. Con 307 socios, luego cambia a Cía. Minera Uyuccasa S.A. El año 2004 la propiedad es adquirida por (CORMIN) perteneciente al grupo Trafigura, denominando a esta unidad como Mina Catalina Huanca Sociedad Minera SAC.

#### **1.4.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.**

La necesidad del cumplimiento de los programas de avance de la Compañía Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C., tales como labores de exploración, desarrollo y preparación, destinadas a ejecutarlas con eficiencia, cuidando la significación de sus costos; han hecho que continuamente se vayan planteando nuevas modalidades de mejora. Es más la actividad de perforación y voladura es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella.

Entre los principales problemas que podemos destacar en las operaciones unitarias de perforación y voladura en los frentes de avance son:

- Incumplimiento del diseño de malla de perforación.
- Deficiencias en el modo de perforación.
- Deficiencias en el secuenciamiento de los tiempos de retardo en la malla de voladura.
- Inadecuada columna explosiva.
- Mala distribución de la carga explosiva en las labores.

## **1.5.- JUSTIFICACIÓN DEL PROBLEMA.**

Los costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura, deben ser reducidos de forma inmediata, el cual por falta de un adecuado sistema de productividad, control y reducción de costos operativos mina y de optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura en función a estándares y mejoras operativas de trabajo, obteniéndose un primer diagnóstico de la situación mediante la supervisión y control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existentes de las operaciones y proyectos. Es más la actividad de perforación y voladura es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos.

## **1.6.- PROBLEMA GENERAL.**

El incremento de los costos de perforación y voladura en las operaciones unitarias de perforación y voladura, es un problema que se presentan todos los meses y tiene incidencia marcada en las utilidades de la empresa.

### **1.6.1.- PROBLEMA ESPECÍFICO.**

El problema es el incremento de costos se presenta en la etapa de perforación y voladura que se viene dando actualmente en los frentes de desarrollo y preparación de la Mina Catalina.

## **1.7.- OBJETIVO:**

### **1.7.1- OBJETIVO GENERAL.**

Reducir los costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura en los frentes de avance de la Compañía Catalina Huanca Sociedad Minera SAC.

### **1.7.2.-OBJETIVO ESPECÍFICO.**

Identificar y establecer el rendimiento del ciclo de minado mediante el diseño de una malla de perforación de acuerdo a las características de tipo de roca y el carguío adecuado de taladros de producción.

Hacer un estudio de tiempo de perforación y el carguío de un frente perforado

Servir al suscrito como tema de tesis, para optar el título de Ingeniero de Minas.

## **1.8.- HIPÓTESIS GENERAL.**

La reducción de costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura dado el precio de los metales en el mercado mundial, mejorará las utilidades a la Empresa Catalina Huanca, promoverá el desarrollo minero en esta parte del departamento de Ayacucho, creando nuevos puestos de trabajo para el poblador de esa zona.

## **1.9.- METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.**

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

#### **A. Recopilación de información básica:**

Comprenderá en mapeo geomecánico, toma de muestras rocosas de las labores, control de calidad de perforación, control de carguío y la utilización de explosivos y accesorios.

#### **B. Trabajos de gabinete:**

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de muestras tomadas, procesamiento de datos obtenidos, elaboración de cuadro de tiempo de perforación, cuadro de tiempo de carguío de frente perforado, diseño de malla de perforación de acuerdo al tipo de roca, cálculo de cantidad de explosivos por taladro y finalmente la redacción de la tesis.

### **1.10.- IDENTIFICACIÓN DE LAS VARIABLES Y SUS INDICADORES.**

#### **A.- VARIABLES INDEPENDIENTES.**

Existen variables difíciles de ser controlado pero que deben ser identificados y estudiados, entre estos tenemos: características geomecánicas de la roca, estado tensional.

#### **INDICADORES.**

RMR

Esfuerzos vertical y horizontal, Kg/cm<sup>2</sup>, MPa

Precio de materiales en el mercado

Precio de metales en el mercado mundial.

#### **B.- VARIABLES DEPENDIENTES.**

- Tipo de roca.

- Dimensiones de las aberturas.
- Longitud y diámetro de taladro.
- Tipo de malla.
- Tipo de explosivos.
- Secuencia de voladura.

## **INDICADORES.**

Metros, Kg/m<sup>3</sup>, Kg/TM, TM.

### **1.11.- RECURSOS.**

#### **A.- RECURSOS NATURALES.**

El yacimiento mineral argentífero, constituye el recurso mineral y es objeto del presente trabajo.

#### **B.- RECURSO HÍDRICO.**

La unidad minera está inmersa dentro de dos sub cuencas: sub cuenca río Sacclani y sub cuenca río Mishca. Catalina Huanca realiza monitoreo trimestrales de calidad de agua. La recarga del acuífero es baja durante la estación seca. Durante la estación húmeda no logra un incremento considerable, ya que en la mina en su mayoría está conformado por conglomerados mitu, que poseen una baja conductividad hidráulica.

#### **C.- RECURSO HUMANO.**

El 65% de la mano de obra son de las comunidades del entorno de la minera, de los distritos de Canaria y Apongo.

La empresa catalina Huanca cuenta con personal obrera (operaciones):

Guardia A: 75 obreros

Guardia B: 82 obreros

Guardia C: 78 obreros

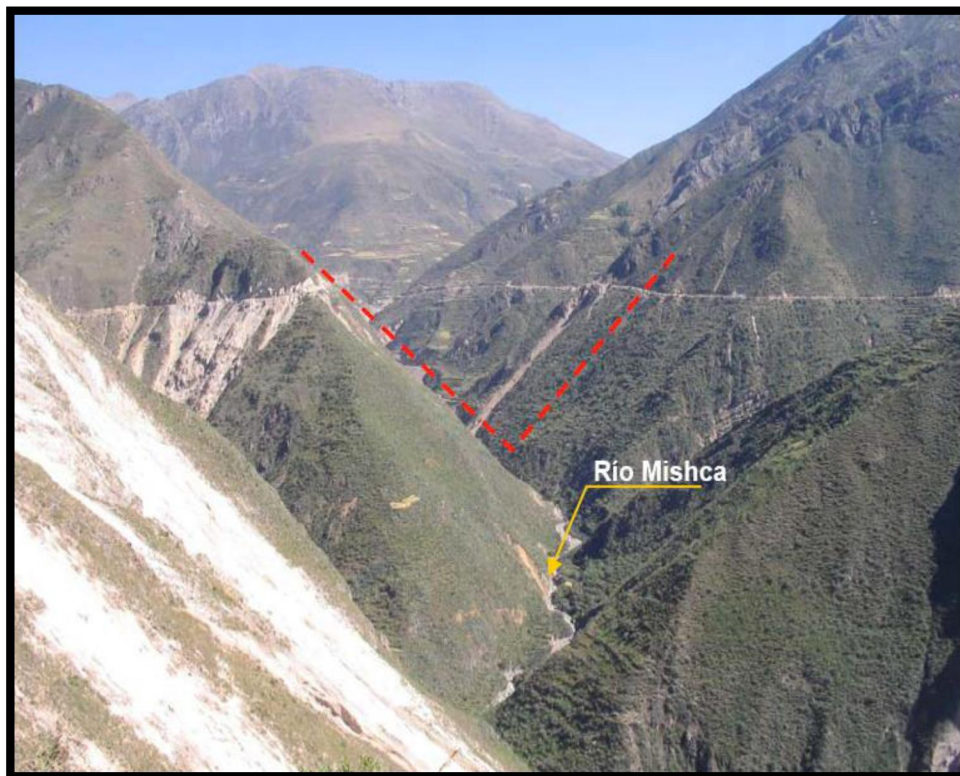
#### **D.- RECURSO ENERGÉTICO.**

La energía es proporcionada por central hidroeléctrica de Llusita y la hidroeléctrica de Machu Picchu.

#### **1.12.- GEOMORFOLOGÍA.**

El área del proyecto está conformada por terrenos montañosos de moderada a fuerte pendiente. Las labores mineras se encuentran en la quebrada Sacclani, entre los 3100 y 3600 msnm., mientras que los relaves se ubican en la cabecera del río Mishca, entre los 3,200 y 3,250 msnm.

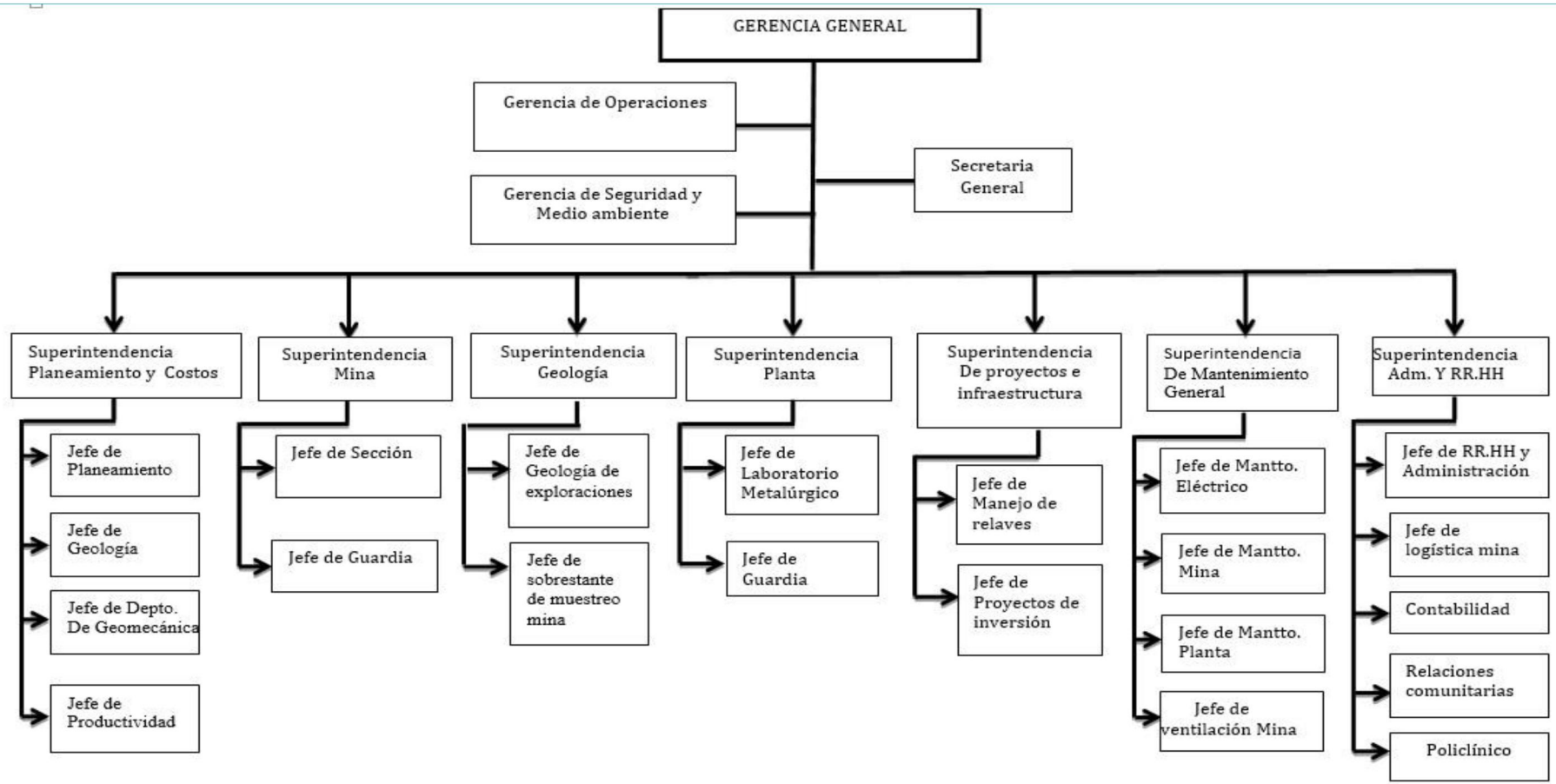
La unidad Catalina Huanca se encuentra emplazada en la unidad geomorfológica denominada “valle angosto”, caracterizado por presentar flancos con fuerte declive (35° hasta 60° en promedio) con un perfil transversal en forma de “v”, labrados en rocas sedimentarias de las formaciones: Chunumayo (Jm - ch), Huacaña (Jm - hu) y paire (Jms-p) cubiertos parcialmente por depósitos cuaternarios de origen coluvial y fluvial /aluvial.



En relieve de la zona está caracterizada por la presencia de movimientos orogénicos (plegamientos y fallamientos) y la intensa erosión pluvio-glaciaria el cual ha generado la formación de terrazas y valles interandinos por donde circulan pequeños ríos, los cuales conforman la cuenca del río “pampas” que finalmente alimentan al río Apurímac.

### **1.13.- ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.**

La Mina Catalina Huanca SAC, es una unidad del GRUPO TRAFIGURA, por lo tanto está organizado bajo los lineamientos de una empresa privada, la misma que se puede apreciar el organigrama adjunto.



 <b>CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA SAC.</b>	<b>VERSION N°</b>
	2

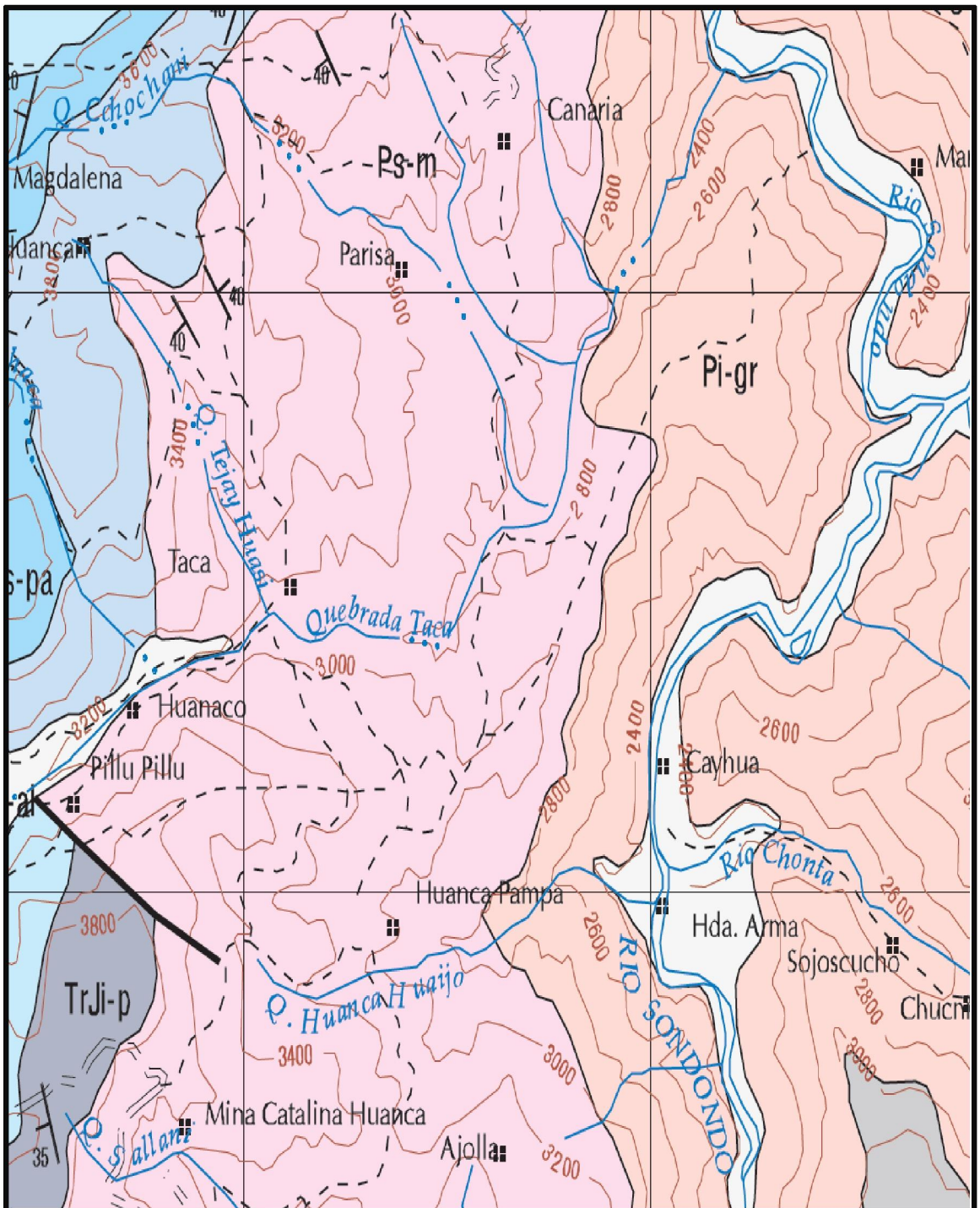
**ORGANIGRAMA GENERAL**

## **CAPITULO II**

### **GEOLOGÍA**

#### **2.1.- GEOLOGÍA REGIONAL.**

Regionalmente la mina se ubica en la sub provincia polimetálica de la cordillera del sur, caracterizada por la ocurrencia de yacimientos de cobre, zinc, plomo y plata. Estratigráficamente se ubica en la base de toda la secuencia sedimentaria paleozoico y del mesozoico representado por los grupos Mitu (Ps-m) y Pucara (Tr-Ji-P) respectivamente. Regionalmente estas unidades rocosas se encuentran conformando una franja de dirección general NW- SE (ver Lámina N° 2).



LEYENDA			<b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA</b> <b>FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL</b> <b>ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS</b>	
JrKi-sr	Formación Soraya		<b>GEOLOGIA REGIONAL</b> <b>ZONA CANARIA</b>	
Jms-pa	Formación Paire			
TrJi-p	Grupo Pucará	ESCALA 1/50,000	FECHA: FEBRERO 2016	PRESENTADO JHONY SOSA ORE
Ps-m	Grupo Mitu			
Pi-gr	Granito Querobamba			

Lámina N° 2

### 2.1.1. ESTRATIGRAFÍA.

La columna estratifica generalizada del distrito minero de Canaria se conforma de las siguientes unidades litológicas (Lámina N° 2).

### COLUMNA ESTRATIGRAFICA

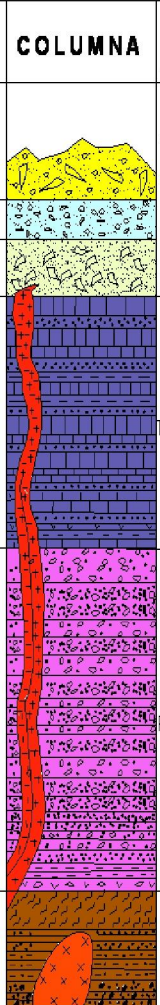

ERA/TERMINA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD	GROSOR APROX EN M.	COLUMNA	SÍMBOLO	DESCRIPCION LITOLOGICA
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEP. ALUVIAL			Qh - al	Bloques, gravas, arenas y limos no consolidados
			DEP. COLUVIAL			Qh - co	
		PLEISTOCENO	DEP. FLUVIOGLACIAR			Qh - fg	Bloques, gravas, arenas y limos ligeramente consolidados
			DEP. MORRENICO			Qp - m	
~Disc. Erosional~							
MESOZOICO	TRIASICO	INFERIOR	GPO. PUCARÁ	>750		TrJi - p	Calizas gris oscuras en bancos gruesos, intercaladas con porciones subordinadas de areniscas, yeso y lutitas oscuras en capas delgadas.
~Disc. Angular~							
PALEOZOICO	PERMIANO	SUPERIOR	GPO. MITU	>800		Ps - m	Conglomerados, areniscas rojizas estratificadas en bancos de grosor medio, intercalados con lutitas rojas en bancos delgados, brechas y derrames lavicos andesiticos
	DEVONIANO	INFERIOR	GPO. EXCELSIOR			D - e	Esquistos areniscosos gris verdosos a pardo rojizos, arenas limolíticas finamente laminadas y cuarcitas grises estratificadas en bancos de 20 a 50 cm. intruido por granito Querobamba.
~Disc. Erosional~							
 <b>CATALINA HUANCA</b> <small>SOCIEDAD MINERA S.A.C.</small>		<b>CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA SAC.</b> <b>DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA</b>					
		<b>COLUMNA ESTRATIGRAFICA</b>					
<b>ESCALA</b> 1/50,000		<b>FECHA:</b> FEBRERO 2015		<b>PRESENTADO</b> JHONY SOSA ORE		<b>3</b>	

Lámina N° 3

### **A.- GRUPO MITU**

Esta secuencia generalizada se inicia en la cota 2800 m.s.n.m. conformada por estratos constituidos de fragmentos sub-redondeados de areniscas, cuarcitas, calizas, lutitas y volcánicos, englobados en una matriz arcillosa de color rojizo (Estos estratos presentan un rumbo y buzamiento promedio de S10°E/30°SW).

### **B.- GRUPO PUCARA.**

Abarca desde la cota 3,450 m.s.n.m. hasta la cúspide del cerro Hatun orcco afloran las calizas del grupo pucara. Estos estratos presentan un rumbo y buzamiento promedio de N20°E/27°NW. Localmente la potencia de los estratos de las calizas se estima en 500 metros; esto constituye un importante "target" para la exploración de metales básicos, sobre todo cerca al contacto con el conglomerado y el stock monzonítica.

### **C.- ROCAS INTRUSIVAS.**

En este tipo de roca destacan los siguientes: complejo Querobamba: en la base cerca al nivel del río Mishca a 2400 m.s.n.m. se tienen las rocas del complejo granítico Querobamba, los cuales consisten en extensos afloramientos de granitos, en el que se observan numerosos cateos y trabajos antiguos, siguiendo vetillas de cuarzo blanco y limonitas con estructuras de rumbo N32°W.

Otra roca intrusiva es el stock Cuarzo Monzonitico, que aflora en el Cerro Monteruyocc en las inmediaciones del contacto caliza – conglomerado. A

este intrusivo se le atribuye haber sido el portador de las soluciones mineralizantes y los efectos de la alteración hidrotermal en las cajas.

## **2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.**

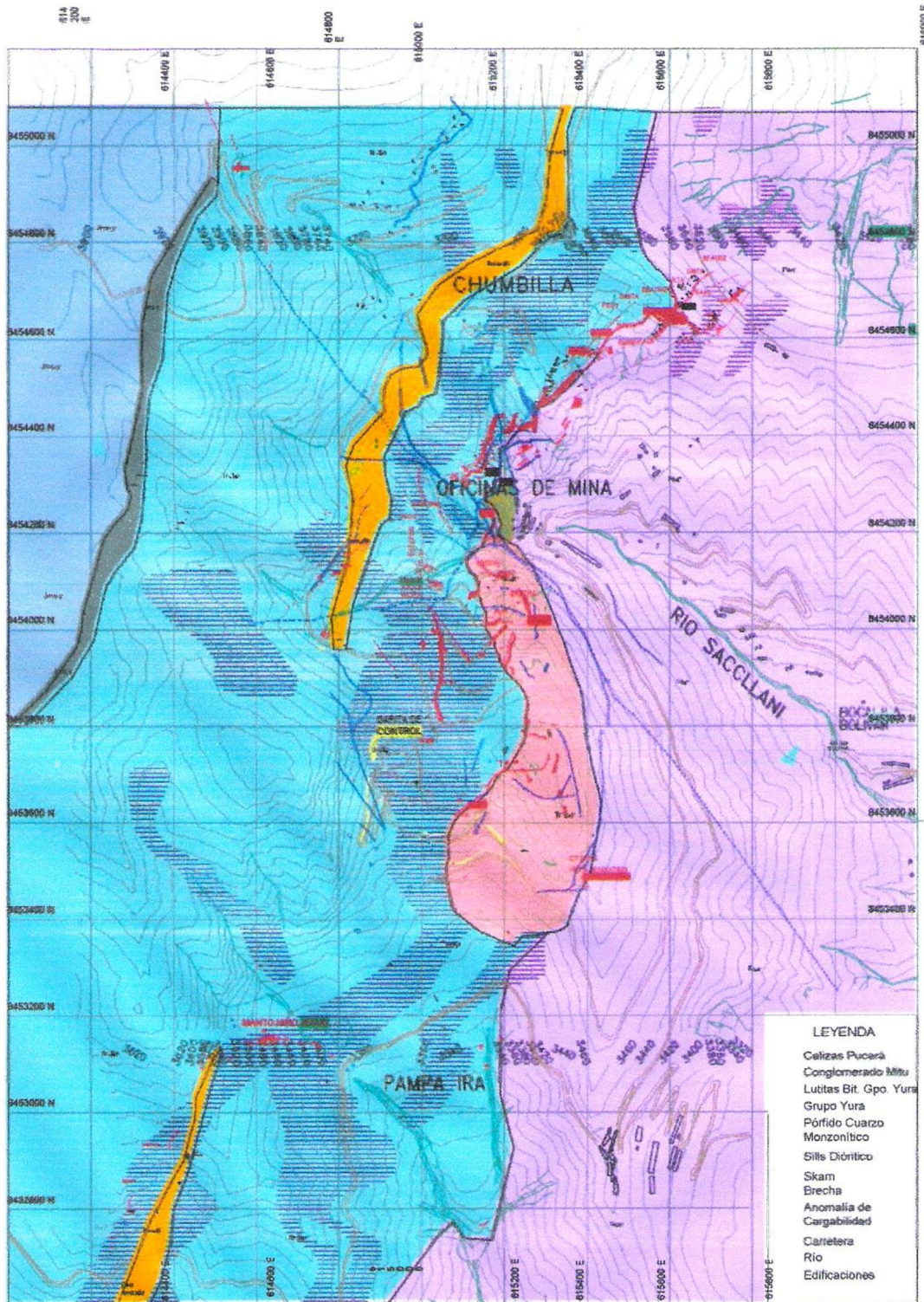
La estructura más importante es la “Falla Principal” que presenta un rumbo y buzamiento promedio de N55°E/85°SE, es visible en afloramiento en una longitud promedio de 600 metros. esta falla que controla la mineralización en vetas ha desarrollado un gran cimoide en profundidad en cuyo extremo “NE” las vetas se juntan formando una sola veta, y hacia el otro extremo “SW” se abren en forma de cola de caballo para formar las vetas (Principal, Piedad, Rocío, Vilma y Lucero), hasta interceptar con la caliza del grupo pucara. Otra estructura importante es la “Falla Chumbilla” localizada al suroeste de la mina, definida por la línea de contacto entre la caliza pucara, es stock monzonítico y conglomerado Mitu. Estructuralmente esta falla presenta un rumbo y buzamiento promedio de N40°E/32°NW.

## **2.3.- GEOLOGÍA LOCAL.**

La mina Catalina Huanca es un yacimiento tipo: “vetas fallas”, “mantos de reemplazamiento” y “brechas de colapso” (stock work), asociado a intrusiones ígneas. A la fecha se conocen cinco estructuras vetiformes con potencias que varían desde 0.40 metros hasta los 4.50 metros, asociados a intrusivos y diques de composición cuarzo – monzonítica. Los mantos de reemplazamiento están emplazados en los conglomerados calcáreos del Grupo Mitu y las calizas del grupo pucara, tienen potencias que van desde 2.5 metros hasta los 18 metros. El corredor estructural favorable para la

mineralización de este tipo presenta un rumbo en la dirección NW – SE y cubre las zonas denominadas Chumbilla, Monteruyoc, Sayhuacucho y Lampaya, (Ver lamina N° 4).

### GEOLOGIA LOCAL DE LA UNIDAD MINERA CATALINA HUANCA S.A.C



## **2.4.- GEOLOGÍA ECONÓMICA.**

La presencia de la falla principal y hacia el suroeste la falla Chumbilla. Controlan la mineralización en vetas y mantos respectivamente en toda el área de la mina.

### **2.4.1.- GÉNESIS.**

La mineralización es del tipo hidrotermal, se presenta como relleno de fracturas, de intersticios y diseminación de cajas. Los cambios estructurales en el rumbo y buzamiento, así como el entrecruce de vetas actúan favorablemente en la formación de bolsonadas. Genéticamente es un yacimiento de alcance mesotermal, depositado en condiciones de presión y temperatura moderadas, 200°C a 300 °C.

### **2.4.2.- MINERALIZACIÓN.**

El ensamble mineralógico está constituido por galena (SPb), argentita (S<sub>Ag2</sub>), esfalerita (SZn), calcopirita (S<sub>2</sub>FeCu) como minerales económicos y como minerales de ganga se tiene la fluorita (F<sub>2</sub>Ca), calcita (CO<sub>3</sub>Ca), rodocrosita (CO<sub>3</sub>Mn), pirita (S<sub>2</sub>Fe), hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) y cuarzo (SiO<sub>2</sub>).

### **2.4.3. ZONEAMIENTO.**

En el yacimiento podemos distinguir la distribución de los minerales en forma diferenciada, tanto en horizonte como en vertical, así encontramos hacia superficie la predominancia de los minerales de plomo, plata y zinc, mientras que en profundidad mejoran los valores de cobre y oro.

#### **2.4.4. ALTERACIONES.**

El grado de alteración hidrotermal que presenta las estructuras mineralizadas es muy variable. Por lo general se observa salificación, propilitización y sericitización. En algunas estructuras es notable la cloritización y epidotización (mantos Amanda), también se aprecian zonas de intensa caolinización, especialmente en las cajas intrusivas.

#### **2.4.5. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.**

Entre estas estructuras mineralizadas encontradas destacan.

##### **A.- VETA PRINCIPAL.**

Es la mayor de las estructuras vetiformes, geométricamente es una estructura tabular, uniforme reconocida en una longitud de 600 metros, con potencias que varían desde 0.40m hasta 4.50 metros. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de N55°E/83°SE y está controlada por la falla principal. Mineralógicamente presenta esfalerita, galena, fluorita y cuarzo.

##### **B.- VETA PIEDAD.**

Es un ramal de la veta principal, reconocida en una longitud de 350 metros. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de N45°E/75°SE, con potencias mineralizadas que van desde 0.40m hasta 3.50 metros. Mineralógicamente presenta esfalerita, galena, fluorita, pirita y cuarzo. Esta veta se emplaza íntegramente en el stock monzonítica.

### **C.- VETA ROCÍO.**

Esta veta es una rama que se desprende de la veta piedad y está emplazada íntegramente en el conglomerado del grupo mitu. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de  $N77^{\circ}E/85^{\circ}NW$ , tiene potencias que varían desde 0.30 m hasta 1.10 metros. Mineralógicamente presenta esfalerita, galena fluorita, pirita y cuarzo.

### **D.-VETA VILMA.**

Esta veta se emplaza íntegramente en el conglomerado del grupo mitu; es una veta que no aflora en superficie. Estructuralmente tiene un rumbo y buzamiento promedio de  $N75^{\circ}W/72^{\circ}NW$ . Ha sido reconocida en una longitud de 400 metros, hacia el SW la veta interseca con las calizas pucara. Sus potencias varían desde los 0.40m hasta los 2.50 metros. Mineralógicamente presenta galena, esfalerita, fluorita, pirita, hematita y cuarzo. Esta veta se caracteriza por presentar los mayores contenidos de galena sobre la esfalerita, longitudinalmente presenta un fuerte ramaleo del tipo cimoide, de significativa importancia económica.

### **E.-VETA LUCERO.**

Esta veta es un ramal importante de la veta principal, su mejor exposición geomecánica se evidencia en el nivel 3,190, con más de 200 metros de longitud. Estructuralmente tiene un rumbo y buzamiento promedio de  $N88^{\circ}E/89^{\circ}SE$ , presenta potencias mineralizadas que van desde los 0.40m hasta 1.60 metros. Mineralógicamente presenta esfalerita, galena, calcopirita, fluorita, pirita, hematita, cuarzo. Longitudinalmente presenta

ramales de tipo simoide los cuales forman cuerpos de hasta 5 metros de potencia. Litológicamente se emplaza íntegramente en el conglomerado del Grupo Mitu. Se evidencia que lucero mineraliza mucho más hacia SW con yacimiento con respecto a las otras vetas.

#### **F.- MANTO AMANDA.**

Es una estructura importante por el potencial geológico que presenta, se emplaza en el contacto entre la caliza del grupo pucara y el conglomerado del Grupo Mitu, atraviesa todo el área de la mina en una extensión aproximada de 1,000 metros, espacialmente se sitúa entre 50 a 70 metros encima del plano de la falla de Chumbilla. Se trata de mantos con una potencia mineralizada que varía desde los 4.0 metros hasta los 6.0 metros, constituidos por calizas brechozas y horizontes de calizas tufáceas mineralizadas. Estructuralmente los mantos presentan un rumbo y buzamiento promedio de N25°E/25°NW. Mineralógicamente los mantos se constituyen de esfalerita, galena, calcopirita, pirita, rodocrosita y cuarzo.

#### **2.4.6. RESERVAS MINERALES.**

De acuerdo a la cubicación realizada por la Superintendencia de Geología al 31 de diciembre del 2015, en las diferentes vetas que vienen siendo explotadas, se tiene la siguiente reserva mineral:

**CUADRO N° 2.4.6A**  
**RESERVAS DE MINERAL MINA CATALINA HUANCA**  
**AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2015**

MINERAL PROBADO

VETA	POTENCIA	TONELAJE	L E Y E S		
	m	TM	Ag Oz/TM	% Pb	%Zn
Principal	1.32	150,894	2.70	6.76	14.71
Keyko	4.00	280,250	6.40	6.83	6.73
Piedad	1.02	21,042	2.45	8.14	15.96
Rocío	0.82	12,676	2.64	4.47	13.71
Lucero	1.13	66,520	2.90	10.40	13.46
Vilma	0.94	160,050	2.87	11.13	7.70
Ramal Vilma	0.80	17,210	2.72	7.30	7.40
Esperanza	1.20	13,425	2.33	5.10	13.64
Felicia.	3.10	50,567	2.42	8.40	11.48
<b>TOTAL:</b>		<b>772,634</b>			
<b>PROMEDIO:</b>	<b>1.59</b>		<b>4.06</b>	<b>8.09</b>	<b>9.88</b>

**CUADRO N° 2.4.6B**  
**RESERVAS DE MINERAL MINA CATALINA HUANCA**  
**AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2015**

MINERAL PROBABLE:

VETA	POTENCIA	TONELAJE	L E Y E S		
	m	TM	Ag Oz/TM	% Pb	%Zn
Principal	1.30	97,567	2.69	6.72	14.12
Keyko	3.90	125,436	6.37	6.65	6.15
Piedad	1.00	14,729	2.41	8.08	14.68
Rocío	0.85	8,239	2.62	4.42	13.24
Lucero	1.12	39,920	2.88	10.10	12.19
Vilma	0.93	81,532	2.85	11.09	7.43
Ramal Vilma	0.80	7,267	2.70	7.28	7.28
Esperanza	1.18	8,790	2.31	4.95	13.43
Felicia.	3.00	24,750	2.40	8.20	10.45
<b>TOTAL:</b>		<b>408,230</b>			
<b>PROMEDIO:</b>	<b>1.56</b>		<b>3.83</b>	<b>7.97</b>	<b>9.79</b>

**CUADRO N° 2.4.6C**  
**RESUMEN RESERVAS MINA CATALINA HUANCA**  
**AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2015**

CATEGORIA	POTENCIA	TONELAJE	L E Y E S		
	m	TM	Ag Oz/TM	% Pb	%Zn
Probado	1.59	772,634	4.06	8.09	9.88
Probable	1.56	408,230	3.83	7.97	9.79
<b>TOTAL:</b>		<b>1,180,864</b>			
<b>PROMEDIO:</b>	<b>1.58</b>		<b>3.98</b>	<b>8.05</b>	<b>9.85</b>

**CAPITULO III**

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICO EN LA PERFORACIÓN Y  
VOLADURA EN LABORES DE DESARROLLO PREPARACIÓN Y  
EXPLOTACIÓN.**

**3.1.- ESTUDIO DE LAS CARACTERÍSTICAS FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL  
MACIZO ROCOSO.**

**3.1.1.-PROPIEDADES FÍSICAS DE LA ROCA.**

**a.- DENSIDAD:**

Se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca.

En Catalina Huanca, se tiene diferentes rocas, siendo las principales rocas: conglomerado, caliza, riolita y dacita, que son las que constituyen las cajas de las vetas y mantos.

En el nivel 2850 se tiene como roca encajonante el conglomerado silíceo y las calizas, cuyas propiedades físicas se detallan en el cuadro N° 3.1.1

**CUADRO N° 3.1.1  
PROPIEDADES FISICAS DE LAS ROCAS DEL NIVEL 2850**

MUESTRA	VOLUMEN	PESO NATURAL	PSO SECO	PESO SATURADA	DENSIDAD	ABSORCION	POROSIDAD
	Cm3	Gr.	Gr.	Gr.	Gr/Cm3	%	%
Conglomerado silicio	27.4	72	71.8	73.1	2.62	1.81	4.01
Caliza F/R	5.3	65.1	64.7	65.5	2.56	1.24	1.58
Caliza F/P	31.7	80.5	80.2	81.2	2.53	1.25	2.21
Caliza MF/P	30.5	76.7	76.3	77.4	2.5	1.44	2.3

Fuente: Departamento de Geomecánica CATALINA HUANCA – LABORATORIO DE LA PUCP

### 3.1.2.- PROPIEDADES MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

#### a.- RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL.

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. Caso de mina Catalina Huanca, las rocas tienen la siguiente resistencia a la compresión uniaxial.

**CUADRO N° 3.1.2  
RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL**

MUESTRA	DIAMETRO	LONGITUD	AREA	CARGA	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE	
	Cm	Cm	Cm2	Kg	kg/Cm2	Mpa
Conglomerado silicio	2.97	5.94	6.93	2300.00	332.13	32.56
Caliza F/R	2.96	5.9	6.88	7045.00	1018.86	99,89
Caliza F/P	2.95	5.87	6.83	4576.00	668.35	65.52
Caliza MF/P	2.94	5.82	6.79	2770.00	407.15	39.92

NOTA: Estandarizado según ProtodyaKonov (L/D=2)

Fuente: Departamento de Geomecánica CATALINA HUANCA – LABORATORIO DE LA PUCP

### 3.2.- SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO.

#### 3.2.1.- RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION).

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD la calidad de la roca desde el punto de vista en la ingeniería:

**CUADRO N° 3.2.1**  
**DESIGNACION DE LA CALIDAD DE ROCA**

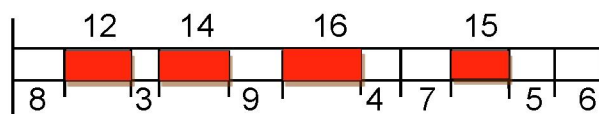
RQD	CALIDAD DE ROCA
< 25%	Muy mala
25 - 50%	Mala
50 - 75%	Regular
75 - 90%	Buena
90 - 100%	Muy buena

Fuente: HOECK AND BROWN

La RQD, se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100 mm o más, del largo total del barreno, como se ve en el gráfico siguiente:

EJEMPLO:

Longitud de taladro = 1.0 m



Longitud de testigos recuperados = 12+14+16+ 15 = 57 cm

$$RQD = \frac{0.57}{1} \times 100 = 57\%$$

El valor hallado corresponde a una roca regular

En el caso de no disponerse de sondaje diamantino, el RQD puede ser estimado a partir del número de juntas por unidad de volumen, al cual se le adiciona el número de juntas por metro para cada familia de juntas. La fórmula utilizada es

$$RQD = 115 - 3.3 \times J_v$$

Donde:

$J_v$  = número de juntas por  $m^3$

Ejemplo:

Se ha encontrado 14 juntas/ $m^3$ .

$$RQD = 115 - 3.3 (14)$$

$RQD = 68.8 \%$ , que de acuerdo a la tabla es una roca regular

Los valores de RQD en la mina Catalina Huanca, varía entre 25% y 75%, siendo los valores más bajos en las zonas de falla y los más altos en las cajas.

### **3.2.2.- RMR (ROCK MASS RATING).**

Esta clasificación se basa en el índice RMR (Rock Mass Rating) desarrollado en Sudáfrica por Bieniawski (1973) que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de juntas.
- Condición de juntas.

- Presencia de agua.
- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad RMR que varía de 0 a 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- Se clasifican las rocas en cinco categorías en cada categoría se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación. En la tabla Geomecánica se detallan los tipos de roca, características y resistencia de la roca.

**VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR) CATALINA HUANCA**

PARAMETRO		RANGO DE VALORES										Valoracion
		Valor Estimado										
R.COMPRESION UNIAXIAL (Mpa)		> 250	(15)	100 - 250	(12)	50-100	(7)	25 - 50	(4)	<25(2) <5(1) <1(0)		
RQD (%)		90 - 100	(20)	75 - 90	(17)	75 - 50	(13)	25 - 50	(8)	< 25		(3)
ESPACIAMIENTO (m)		> 2	(20)	0.6 - 2	(15)	0.2 - 0.6	(10)	0.06 - 0.2	(8)	< 0.06		(5)
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m	(6)	1 - 3 m	(4)	3 - 10 m	(2)	10 - 20 m	(1)	>20m		(0)
	APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1 mm	(5)	0.1 - 1.0 mm	(4)	1 - 5 mm	(1)	> 5 mm		(0)
	RUGOSIDAD	Muy Rugoso	(6)	Rugoso	(5)	Lig. Rugoso	(3)	Lisa	(1)	Espejo de Falla		(0)
	RELLENO	Limpia	(6)	Duro<5 mm	(4)	Duro>5 mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5mm		(0)
	INTEMPERIZACION	Sana	(6)	Lig. Intemp.	(5)	Mod. Intemp.	(3)	Muy Intemp.	(2)	Descompuesta		(0)
AGUA SUBTERRANEA		Seco	(15)	Humedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo		(0)
VALORACION TOTAL RMR BASICO ( Suma de valoraciones 1 a 5 )												<b>RMR BAC.</b>
DIRECCION Y BUZAMIENTO		Muy Favorable		Favorable		Media		Desfavorable		Muy Desfavorable		
TUNELES		0		-2		-5		-10		-12		
CLASE DE MACIZO ROCOSO												<b>RMR AJ.</b>
RMR		100 - 81		80 - 61		51-60		31-40		20 - 0		
DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR A		IV MALA A		V MUY MALA		
RMR						41-50		21-30				
						III REGULAR B		IV MALA B				

INDICES DE RESISTENCIAS			
GRADO	IDENTIFICACION EN EL CAMPO		Rango de Resistencia Compres.Uniax Mpa
R1	Delesnable con los golpes firmes con la punta del martillo de geologo se desconcha con una cuchilla.	Muy baja	1.0 - 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla, marcas poco profundas en la roca con golpe firme de martillo de geologo ( de punta ).(Id.Prof)		5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con el cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo de geologo.(Se indenta superficialmente.)	Baja	25 - 50
R4	La muestra se rompe con uno o dos golpes de martillo.	Media	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra.	Alta	100 - 250
R6	Solo se reompe esquiras de la muestra con el martillo.(la Roca se astilla con golpes de picota)	Muy Alta	> 250

### 3.2.3.- SISTEMA Q (NGI):

Este sistema ha sido propuesto por el Instituto Geotécnico de Noruega indica la calidad de la masa rocosa, basado en la observación de cientos de casos típicos de estabilidad de excavaciones subterráneas.

Para obtener el valor numérico de este índice "Q" se plantea la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a} + \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD: representa una medida del fracturamiento de la roca propuesta por Deere.

J<sub>n</sub>: representa el índice numérico del sistema de fisuras.

J<sub>r</sub>: representa el índice numérico del grado de rugosidad de las fisuras.

Ja: representa el índice numérico de alteración de las fisuras.

Jw: representa la reducción del agua en las fisuras.

SRF: representa el índice del factor de reducción por esfuerzos.

De la combinación de estos parámetros se considera que índice Q que representa la calidad del macizo rocoso, es función de tres condiciones.

- Tamaño de los bloques ( RQD/Jn)
- Resistencia al esfuerzo cortante entre bloques (Jr/Ja)
- Esfuerzos actuantes (Jw/SRF)

La clasificación de las rocas de acuerdo al sistema de clasificación NGI, índice de calidad del túnel Q es:

**CUADRO N° 3.2.3**  
**CLASIFICACION DE LA ROCA SEGÚN NGI**

Q	CLASIFICACION
0.001 - 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Extremadamente mala
0.1 – 1.0	Muy mala
1.0 – 4.0	Mala
4.0 – 10	Regular
10 – 40	Buena
40 – 100	Muy buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 – 1,000	Excepcionalmente buena

Para la cuantificación del “Q”, existe una tabla del índice NGI

## EJEMPLO

Se ha encontrado 14 juntas/m<sup>3</sup>.

El RQD = 115 – 3.3 x 14 = 68.8

Reemplazando en la fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a} + \frac{J_w}{SRF}$$
$$Q = \frac{68.8}{14} + \frac{3}{4} + \frac{1.0}{1.0} = 6.66$$

De acuerdo a la tabla anterior el valor de Q = 6.66 corresponde a una roca regular.



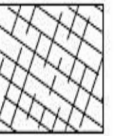


### 3.2.4.- SISTEMA GEOLOGICAL STRENGTH INDEX (GSI).

El índice de Resistencia geológica aplicado en la evaluación geomecánica del nivel 2850 ha dado el siguiente resultado para los tres tipos de roca:

- Conglomerados silíceos: son de calidad regular A (IIIA, RMR 51-60) y los conglomerados calcáreos tienen calidad regular B (IIIB, RMR 41-50). Estas rocas están mayormente asociadas a la mineralización en vetas.
- Calizas, tienen comúnmente calidad Regular B (IIIB, RMR 41-50), pero cuando está cloritizadas o tienen niveles bituminosos tienen mayormente calidad Mala A (IVA, RMR: 31-40) y también pueden ser de calidad Mala B (IVB, RMR: 21-30). Estas dos últimas calidades de masa rocosa, están asociadas a la mineralización en mantos.
- Subvolcánica riolítica, tiene calidad Regular A (IIIA, RMR: 51-60) y la subvolcánica dacítica tiene calidad Regular B (IIIB, RMR: 41-50). La primera está asociada a la mineralización en vetas.

**CUADRO N° 3.2.4  
RESUMEN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA**

ROCA	RQD (%)	Σc (MPa)	SISTEMA GEOMECÁNICA		CLASIFICACION
			RMR	Q	
Caliza F/R	50 – 75	100	41 -50	8	Regular B
Caliza F/P	30 – 49	66	31 - 40	3	Mala A
Caliza MF/P	20 – 29	40	21 - 30	2	Mala B
Conglomerado	20 – 25	36	<21	1	Mala

 <b>MINA CATALINA HUANCA S.A.C</b> <b>SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I. (Modificado)</b> <b>a. LABORES MINERAS DE EXPLOTACION</b> (Mayores de 5m ancho y 4m. alto ) <b>b. LABORES MINERAS PERMANENTES</b> (Ancho 3m. a 5m. y Alto de 3m a 4m.)		CONDICIONES	
<b>A</b>	SIN SOPORTE • PERNO OCASIONAL TIEMPO DE COLOCACION 15 DIAS	BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DIS CONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 Mpa) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICOTA)	—
<b>B</b>	PERNO SISTEMATICO 1.50 x 1.50 mts. (Malla o cinta ocasional) TIEMPO DE COLOCACION 7 DIAS	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc 50 A 100 Mpa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	—
<b>C</b>	PERNO SISTEMATICO 1.20 x 1.20 mts. MAS MALLA ELECTRO SOLDADA TIEMPO DE COLOCACION 3 DIAS	POBRE (MODERADA RESISTENTE, LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 A 100 Mpa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)	—
<b>D</b>	a. PERNO MAS MALLA 1.0 x 1.0 mts. b. PERNO SIST+ SH + F (5cm.) O CUADROS DE MADERA 1.5m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 Mpa) (SE INDENTA MAS DE 5 mm. O DISGREGA CON GOLPE DE PICOTA)	—
<b>E</b>	PERNO SISTEMATICO 1.0 x 1.0 mts. Y MALLA / SH+FIBRA (10cm.) CUADROS DE MADERA A 1.0m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO		
<b>F</b>	GIERNAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPALICADOS CADA 1.0m. TIEMPO DE COLOCACION INMEDIATO		
<b>ESTRUCTURA</b>	<b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD 75 - 90) (2 A 6 FRACT. POR METRO) (ROD = 115 - 3.3 Jn.)	<b>(A)</b> [L/F/B]	<b>(B)</b> [L/F/R]
	<b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD = 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	<b>(A)</b> [F/B]	<b>(B)</b> [F/R]
	<b>MUY FRACTURADA,</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SIST. DE DISCONTINUIDADES. (ROD = 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	<b>(B)</b> [M/F/B]	<b>(D)</b> [M/F/R]
	<b>INTENSAMENTE FRACTURADA.</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD = 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	<b>(B)</b> [M/F/R]	<b>(F)</b> [M/F/P]
		<b>(F)</b> [M/F/P]	<b>NO RECOMENDABLE</b>

Fuente: Departamento de geomecánica CATALINA HUANCA

### 3.3.- DISEÑO DE SECCIONES DE LABORES SUBTERRÁNEAS Y APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA EN LA DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO.

#### 3.3.1.- CÁLCULOS GEOMECÁNICOS PARA DETERMINAR LA MÁXIMA ABERTURA Y EL TIEMPO DE AUTO SOPORTE

El factor ESR = 4, para el caso de labores mineras temporales.

$$De = \frac{\text{ancho, diametro o altura de la excavacion (m)}}{\text{relacion de sostenimiento de la excavacion ESR}} \quad (a)$$

**CUADRO N° 3.3.1  
ABERTURA SEGÚN CATEGORIA**

$De = \frac{\text{ancho, diametro o altura de la excavacion (m)}}{\text{relacion de sostenimiento de la excavacion ESR}}$		
	CATEGORIA	ESR
A	Labores mineras temporales	<b>3 - 5</b>
B	Excavaciones permanentes, túneles, proyectos hidroeléctricos, galerías de avance	<b>1 - 6</b>
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua. Túneles menores para carretera, vías férreas, túneles de acceso	<b>1 - 3</b>
D	Estaciones de energía, túneles grandes para carreteras, vías férreas, refugio, defensa civil	<b>1</b>
E	Estaciones de energía nuclear subterránea, estaciones ferroviarias, instalaciones deportivas	<b>0.8</b>

Dimensión Equivalente (De) de la excavación (b)

$$\text{Maxima abertura (sin sostenimiento)} = 2 \times ESR \times Q^{0.4}$$

$$GSI = 9 \times \log(Q) + 44 \quad (c)$$

$$RMR = GSI + 5 \quad (d)$$

Ejemplo:

$$Q = 6.66$$

ESR = 4 (Para abertura temporales mina)

$$\text{Maxima abertura (sin sostenimiento)} = 2 \times 4 \times 6.66^{0.4} = 17.07 \text{ m}$$

$$\text{Maxima abertura} = 17.07 \text{ m}$$

Reemplazando en la fórmula:

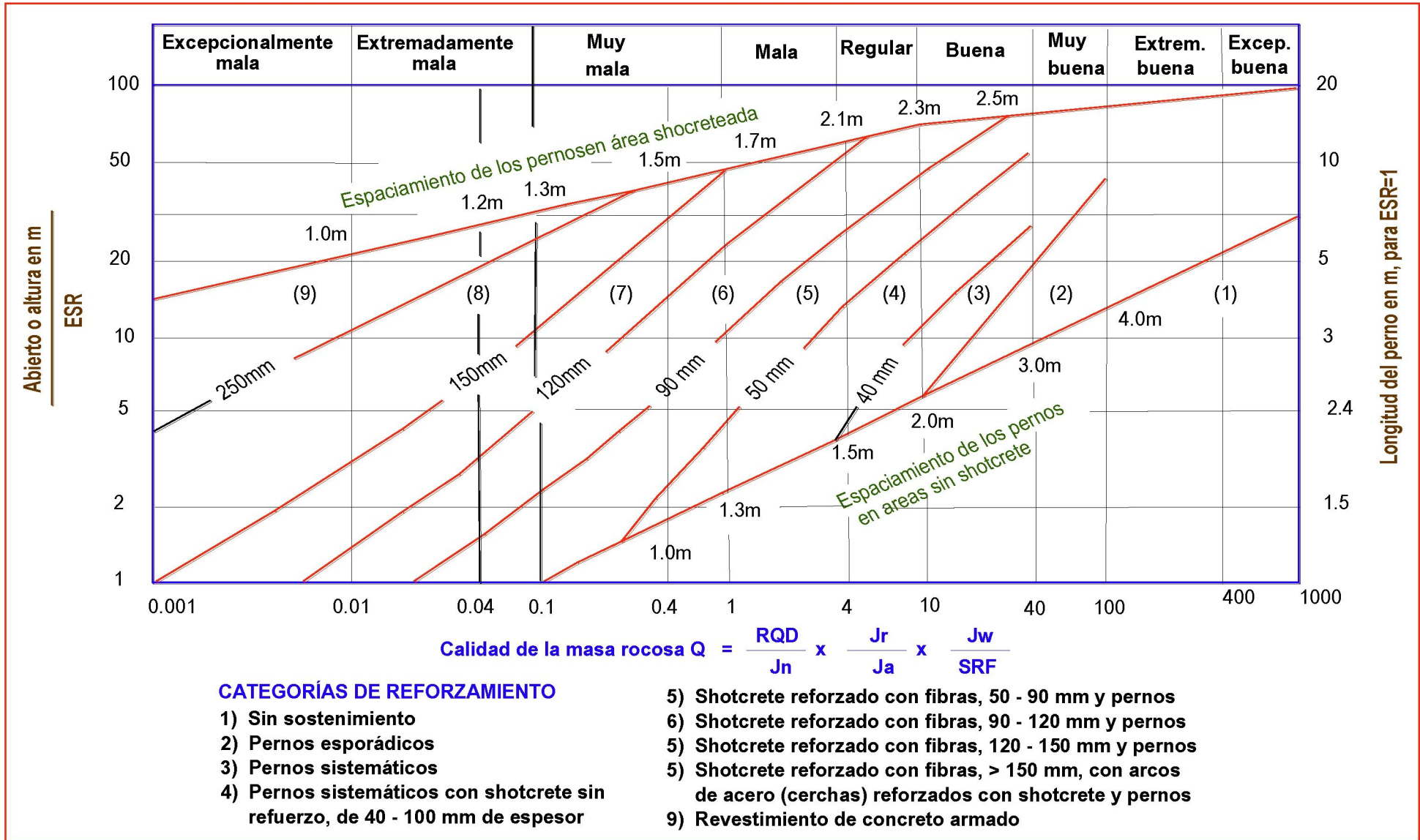
$$GSI = 9 \times \log(6.66) + 44$$

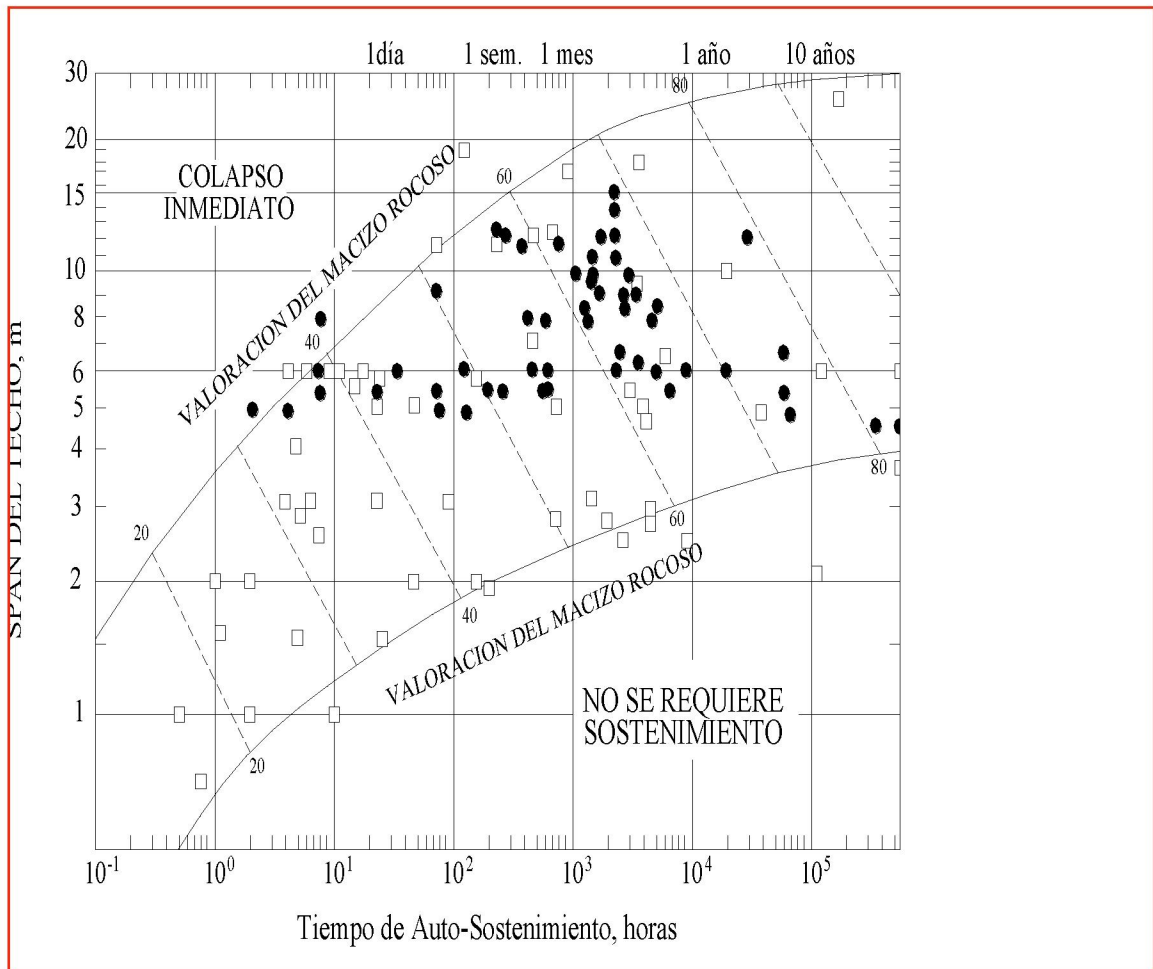
$$GSI = 51.41$$

$$RMR = GSI + 5 = 51.41 + 5 = 56.41$$

Para el valor de Q obtenido la abertura máxima sin sostenimiento estará en el rango de 3.0m a 20m. Debemos indicar que esta abertura máxima sin sostenimiento no considera la presencia de falsas cajas en los tajos, por lo que es necesario colocar puntales o gatas mientras que se está trabajando.

Categorías de sostenimiento, basadas en el índice de calidad tunelera Q (Según Grimstad y Barton, 1993)





Fuente: Grimstad y Barton

ABERTURA m.	Q	RMR	TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO	
			HORAS	DIAS
5	8	45	64	2.6
3	8	45	108	4.5
3	3	35	11	0.45
5	3	35	3	0.125
3	1	25	5	0.625

De acuerdo al ábaco los tiempos de auto sostenimiento para las labores de desarrollo, considerando una ancho de 3 m. a 5 m. los tiempos de auto sostenimiento resultan los mostrados en el cuadro anterior.

### **3.4.- APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LAS LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN.**

**3.4.1. DENSIDAD:** La densidad y la resistencia de las rocas presentan normalmente una correlación. En general, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, sucediendo lo contrario con las rocas más densas, necesitando ellas mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, buen desplazamiento y esponjamiento

**3.4.2. RESISTENCIAS DINAMICAS DE LAS ROCAS:** Las resistencias estáticas a compresión y tracción se utilizaron en un principio como parámetros indicativos de la roca a la voladura. El tratamiento de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que éstas aumentan con el índice de carga, pudiendo alcanzar valores entre 5 y 13 veces el valor de las estáticas.

**3.4.3. POROSIDAD:** Existen dos tipos de porosidad, la intergranulada de formación y la de disolución o post-formación.

La *primera*, que puede considerarse uniforme en la masa rocosa,

provocados efectos:

- Atenuación de la onda de choque
- Reducción de la resistencia dinámica a la compresión, y en consecuencia incremento de la trituración y porcentaje de finos.

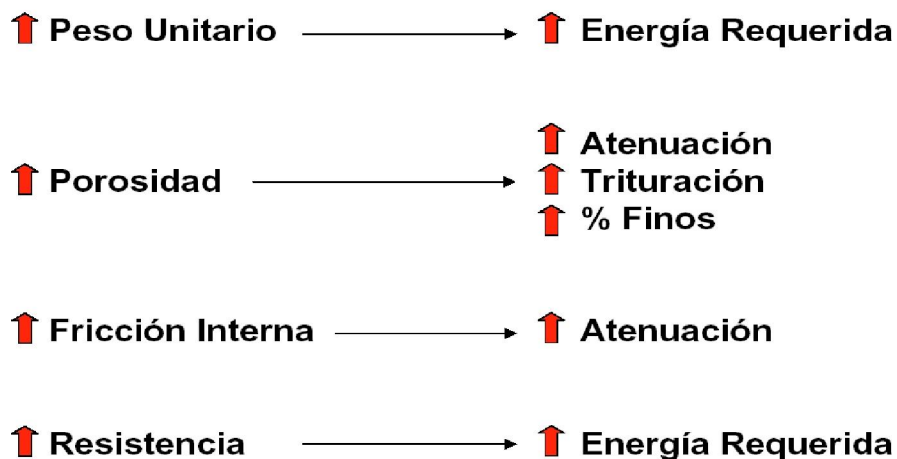
**La segunda**, es la causada por los huecos y cavidades que resultan de la disolución del material rocoso por las aguas subterráneas (karstificación). Los espacios vacíos son bastante, siendo su distribución menos uniforme que la porosidad intergranular. Las cavidades intersectadas por los taladros no solo dificultan la perforación con la pérdida de varillaje, sino incluso la eficiencia de la voladura, especialmente cuando se utilizan explosivos a granel.

**3.4.4. FRICCIÓN INTERNA:** Como las rocas no constituyen un medio elástico, parte de la energía de la onda de tensión que se propagase convierte en calor por diversos mecanismos. Estos mecanismos son conocidos por fricción interna o capacidad de amortiguación específica (SDC), que mide la disponibilidad de las rocas para atenuar la onda de tensión generada por la detonación del explosivo.

**3.4.5. CONDUCTIVIDAD:** Las fugas o derivaciones de corriente pueden ocurrir cuando los detonadores se colocan dentro de los taladros en rocas con cierta conductividad, como por ejemplo, los sulfuros complejos, magnetitas, etc., especialmente cuando las rocas son abrasivas y hay existencia de agua en el entorno de la voladura.

**3.4.6. COMPOSICIÓN DE LA ROCA:** Las explosiones secundarias de polvo suelen producirse en minas de carbón y también de sulfuros metálicos, en áreas con alto contenido en pirita y son cada día más frecuentes por la utilización de taladros de gran diámetro. Las primeras cargas que se disparan en una voladura crean por un lado, una alta cantidad de finos que son lanzados a la atmósfera y por otro, remueven con la onda aérea y las vibraciones inducidas el polvo depositado en los hastiales y el piso del hueco de la excavación.

**EFFECTOS DE LAS PROPIEDADES DE LA ROCA INTACTA  
(RESUMEN)**



**3.4.7. LITOLÓGÍA:** La voladura en zonas donde se produce un cambio litológico brusco, por ejemplo estéril y mineral, y consecuentemente una variación de las propiedades resistentes de las rocas obliga a reconsiderar el diseño, pudiendo seguir dos alternativas:

- Esquemas iguales para los dos tipos de roca y variación de las cargas unitarias.

- Esquemas distintos pero con igual carga por taladro.

**3.4.8. FRACTURAS PREEXISTENTES:** Todas las rocas presentan discontinuidades, microfisuras y macrofisuras, que influyen de manera directa en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y consecuentemente en los resultados de la voladura.

Las superficies de discontinuidad pueden ser de distintos tipos: planos de estratificación, planos de laminación y foliación primaria, planos de esquistosidad y pizarrosidad, fracturas y juntas.

Las discontinuidades pueden ser abiertas, cerradas o rellenas y por ello, tienen diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo.

**3.4.9. TENSIONES DE CAMPO:** Cuando actúan las tensiones de carga residual, tectónica y/o gravitacional, el esquema de fracturas generado alrededor de los taladros puede estar influenciado por la concentración no uniforme de tensiones alrededor del mismo. En rocas masivas homogéneas, las grietas que empiezan a propagarse radialmente desde los taladros tienden a seguir la dirección de las tensiones principales.

**3.4.10. PRESENCIA DE AGUA:** Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados, cuando se encuentran saturados de agua presentan habitualmente ciertos problemas:

- Obligan a seleccionar explosivos no tolerables por agua.
- Producen la pérdida de taladros por hundimientos internos.
- Dificultan la perforación inclinada.

### **3.5.- EVALUACIÓN DE LOS DEFECTOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN BAJO RENDIMIENTO DE AVANCE EN LOS FRENTES DE DESARROLLO PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN.**

El bajo rendimiento de los avances en los frentes tanto de desarrollo, preparación y explotación de desarrollo de debe a ciertos defectos, habiéndose identificado los siguientes:

1. Aceros de perforación.
2. Equipo de perforación.
3. Equipo de limpieza.
4. Falta de agua para perforación.
5. Energía eléctrica.
6. Soplo de disparo.
7. Presencia de tacos > que 30 cm.
8. Desquinche.
9. Labores de sostenimiento (shotcrete).
10. Sobre limpieza de labor.
11. Desate de rocas.
12. Explosivo y accesorios.
13. Trabajos de servicio.
14. Plasteo.
15. Falta de personal.
16. Ventilación –(presencia de humo en las labores).

Con estos defectos seleccionados se procede a valorizar y categorizar cuál de ellos tiene frecuencia significativa para las labores de desarrollo, realizando

seguimiento en la matriz de verificación de defectos llenados y alimentada del formato de supervisión. La base de datos levantada sirve para la construcción de los paretos para elaborar del diagrama de causa – efecto, finalmente identificado él o los defectos a nivel marco general y defecto específicos de la mina que aquejan a la operación.

### **3.6.- VALUACIÓN DE LOS DEFECTOS EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN PÉRDIDAS A ESCALA GENERAL DE LA MINA.**

Después de identificar los defectos que se encuentra dentro del rango del 20 % Por otro lado se ha identificado problemas a nivel macro general de toda la mina, siendo estas:

- Calidad de labor ejecutada.
- Labores paradas por cambio de proyecto.
- Puntos de dirección y gradiente.
- Larga distancia de evacuación de desmonte.
- Labores paradas por sostenimiento (shotcrete).
- Problemas de energía, agua, aire (capacidad).
- Ventilación.

### **3.7.- ALTERNATIVA DE SOLUCIÓN.**

Se propone las siguientes alternativas de solución:

- El departamento de capacitación debe realizar programas de entrenamiento de personal.
- Ejecución de metodología técnica para mejorar la calidad de trabajo.

- Política preventiva para sostenimiento natural.
- Construcción de represas de aguas.
- Adquisición de compresoras y mejor distribución de aire comprimido.

### **3.8.- EVALUACIÓN DE LOS PARAMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN.**

Con la finalidad de mejorar los avances en los frentes de desarrollo se ha evaluado los siguientes parámetros de perforación:

#### **a.- Estructura geológica:**

Tiene influencia en el diseño de la malla de perforación, por lo que debe hacerse una correcta evaluación geomecánica de la roca que conforma el frente de perforación. Se ha establecido las clases de mallas conforme al RMR determinado en las labores de desarrollo de acuerdo a la condición de la roca.

#### **b.- Incumplimiento del diseño de malla de perforación:**

La calidad de los taladros que se perforan están determinados por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

La malla de perforación es pintada previamente, cuyo cumplimiento queda a criterio del perforista, que en muchos casos puede variar, lo cual originará sopleo parcial o total de los taladros.

## **MÉTODOS DE CORTE**

Los tipos de trazos de perforación para formar una nueva cara libre o cavidad de corte, son dos:

1. Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal.
2. Cortes con taladros en paralelo.

El primer método se emplea en rocas de dureza media a suave y el segundo en roca dura.

El corte en paralelo da el mayor avance y en la mina Catalina Huanca es bastante usada con los jumbos.

En los taladros paralelos, es necesario perforar los del techo y piso con cierto ángulo. Si estos ángulos se exageran los resultados serán negativos por sobrerotura.

Los taladros en los frentes de desarrollo son paralelas.

La malla de perforación usada es lo mostrado en las figuras siguientes, donde la longitud de los taladros es 12 pies, diámetro del taladro de producción 45 mm. ( 1.77 ") y los taladros de alivio es 102 mm. y 127 mm.

### **c.- Deficiencias en el modo de perforación:**

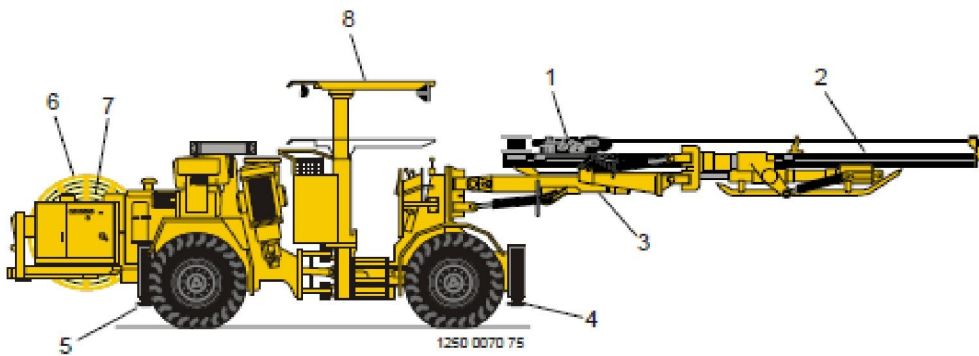
Entre estos tenemos la falta de paralelismo de los taladros, longitud incompleta, variaciones en la inclinación, insuficientes taladros de alivio, inadecuados espaciamiento y burden.

El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca.

Su propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores.

### 3.9.- EQUIPO DE PERFORACIÓN.

El equipo de perforación es el jumbo Boomer de Atlas Copco modelo S1D de un solo brazo, que perfora taladros de 14 pies de longitud y 51 mm. de diámetro, que tienen buen performance en el trabajo.



Jumbo Atlas Copco S1D de un brazo.

- 1.- Perforadora.
- 2.- Dispositivo de avance.
- 3.- Brazo
- 4.- Pata de apoyo delantera.
- 5.- Pata de apoyo trasero.
- 6.- Tambor de cable.
- 7.-Techo de protección.

La perforación realizada por el jumbo es reportada por el supervisor en formatos como lo que se indica en la hoja adjunta.



Jumbo Atlas Copco 282 de dos brazos

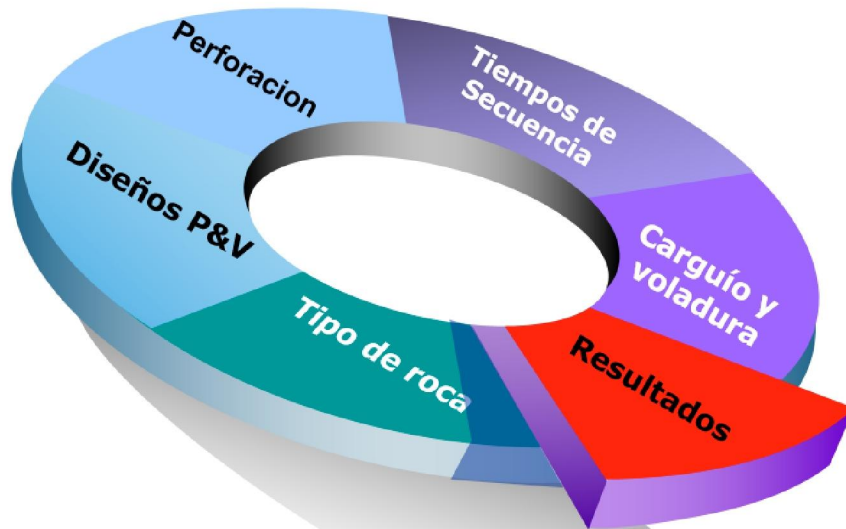
### **3.10.- EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE VOLADURA.**

#### **3.10.1.- PARÁMETROS DE ROCA.**

Las características de la roca a perforarse se han detallado en el acápite 3.5; sin embargo es necesario comentar que la presencia de discontinuidades es una condición desfavorable tanto para la perforación y voladura. La evaluación de la roca se traduce con la valoración del RMR, lo cual determina el tipo de roca y en consecuencia diseñará la malla correspondiente a fin de lograr la máxima eficiencia en el avance.

Por otro lado para lograr un resultado óptimo de la perforación voladura se debe tener en cuenta las siguientes variables claves:

## VARIABLES CLAVES EN VOLADURA DE ROCAS



### 3.10.2.- PARÁMETROS DE EXPLOSIVO.

En la Unidad minera Catalina Huanca, se usa emulsiones de 3000 de 1 1/4" x 12" y Dinamita 75 especial de 7/8" x 7" para los taladros de producción y para los taladros de contorno Exadit de 45% de 7/8" x 7" y emulsiones 1000 de 1 1/4" x 12".

El uso de agentes explosivos como el anfo no está limitado a labores de buena ventilación, por tema de costos se sugiere su uso en labores secas.

Como accesorios se utiliza el fanel de periodo corto, el pentacord 3P y carmex.

N° EXANEL	RETARDO Milisegundos
5	500
6	No usado
7	No usado
8	1000
9	No usado
10	1400
11	1800
12	2400
13	3000
14	3800
15	4600
16	5500
17	6400
18	7400
19	8500

N° FANEL	RETARDO Segundos
1	0.5
2	1
3	1.5
4	2
5	2.5
6	3
7	3.5
8	No usado
9	4.5
10	No usado
11	5.6
12	6.2
13	6.8
14	No usado
15	8

### 3.10.3.- PARÁMETROS DE CARGA.

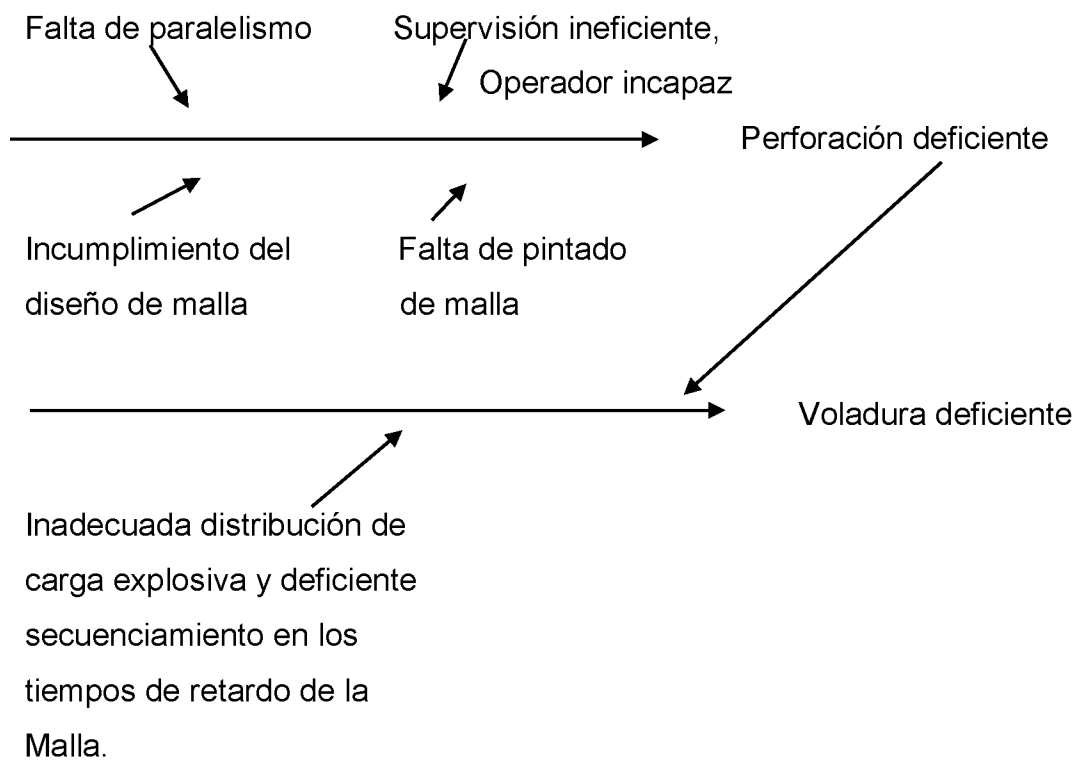
La cantidad de explosivo utilizado está determinado por la sección de la labor, longitud de taladro, diámetro taladro y dureza de la roca, parámetros a su vez determinan el número de taladros y por consiguiente el consumo específico.

Para su medición en frentes de: galería, subniveles, rampas), se usa el factor de carga (sinónimo de consumo específico), expresado en Kg de explosivo utilizado en un frente dividido entre el volumen de roca volada (m<sup>3</sup>), cuyo valor en voladura subterránea puede variar entre 0.9 a 7 Kg/m<sup>3</sup>

En nuestro caso para un frente de 4.5 m. x 4.0 m de sección y con 42 taladros de producción se tiene 2.32 Kg/m<sup>3</sup> y un factor de consumo de 1.27 Kg/m.

En el caso de tajeos se utiliza el factor de potencia que resulta de la división de la cantidad de explosivo entre el tonelaje volado (Kg/Ton).

### Diagrama Causa Efecto de una voladura ineficiente



### 3.10.4.- ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN.

La fragmentación es otro de los parámetros a considerarse en la voladura. En el caso de frentes de desarrollo el tamaño adecuado favorece el fácil carguío por el equipo y el uso adecuado de la cantidad de explosivo. En el caso de tajeos el tamaño de los fragmentos debe estar relacionado con la abertura de las parrillas y además evitar la voladura secundaria. La granulometría debe lograrse de

acuerdo a lo planificada y para estimar el tamaño del fragmento existen fórmulas basadas en una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) como la desarrollada por Kuznetsov(1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$X = A * \left(\frac{V_0}{Qe}\right)^{0.8} * Qe^{1/6}$$

Donde:

X = tamaño medio de los fragmentos, cm.

A = factor de roca (Índice de Volabilidad) 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

$V_0$  = volumen de roca ( $m^3$ ) a romper = Burden x Espaciamiento x Longitud de taladro.

$Qe$  = masa del explosivo utilizado (kilogramo),

Para el caso del tajeo, el diseño del Burden y espaciamiento, aplicando la fórmula de Ash:

$$B = \frac{Kb * D}{12}$$

Donde

B: Burden en pies.

D: Diámetro del taladro, pulgadas

$Kb$ : Constante que depende del tipo de roca y explosivo.

### CONSTANTES DE ASH (Kb):

TIPO DE EXPLOSIVO	CLASE DE ROCA (Kb)		
	BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad (0.8 - 0.9 gr/cm <sup>3</sup> y baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 - 1.2 gr/cm <sup>3</sup> ) y potencia media.	35	30	25
Alta densidad (1.3 - 1.6 gr/cm <sup>3</sup> ) y alta potencia	40	35	30

Para nuestro caso, el explosivo a usar es anfo y roca media

Kb = 25

Diámetro taladro producción = 45 mm. Equivalente a 1.77"

$$B = \frac{25 * 1.77}{12} = 3.68 \text{ pies} \approx 1.12 \text{ m}$$

Espaciamiento:

$$B = 1.1 * B$$

$$B = 1.1 * 1.12 = 1.23 \text{ m} \approx 1.20 \text{ m}$$

Malla resultante: 1.10 x 1.20 m.

Longitud taladro efectivo = 3.0 m.

Volumen = 1.10 x 1.20 x 3 = 3.96 m<sup>3</sup>

Tamaño del fragmento:

$$A = 7 \quad V_o = 3.96 \text{ m}^3$$

Para cebo emulnor  $3000 \times 1 \frac{1}{4} \text{ "x 12"} = 0.26 \text{ kg}$

Columna de carga = anfo

Densidad anfo = 0.8 gr/cc

$$\text{Columna de carga} = \frac{2}{3} * 3 = 2$$

Carga lineal

$$q = \& \times D^2 \times 0.507$$

Dónde:

q: carga lineal, Kg/m

&: Densidad del explosivo, gr/cm<sup>3</sup>

D: diámetro del taladro.

$$q = 0.8 \times 1.77^2 \times 0.507 = 1.27 \text{ kg/m}$$

$$qt = 1. \frac{27 \text{ Kg}}{\text{m}} \times 2 \text{ m} = 2.54 \text{ Kg}$$

$$\text{carga explosiva en el taladro} = 0.266 + 2.54 = 2.80 \text{ Kg}$$

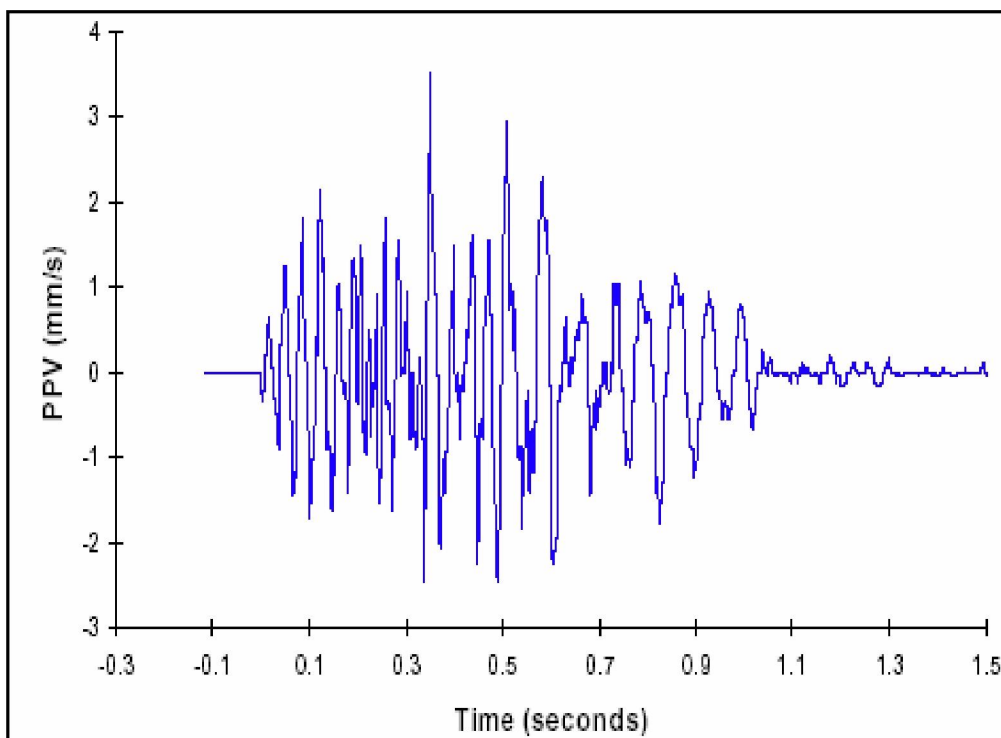
$$X = 7 \times \frac{3.96^{0.8}}{2.8} \times 2.8^{\frac{1}{6}} = 11 \text{ cm}$$

El tamaño promedio de los fragmentos que deben resultar luego de la voladura es de 11 cm.

### 3.10.5.- ANÁLISIS DE VIBRACIONES.

Los altos niveles de vibración, pueden dañar al macizo rocoso, produciéndose fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Con bajos niveles de vibración, tales como los presentes a grandes distancias de las voladuras, los niveles de deformación son muy pequeños para inducir un fracturamiento del macizo rocoso. A menores distancias, las vibraciones son suficientemente altas para extender las fracturas preexistentes, pero insuficientes para inducir nuevo fracturamiento. Muy cerca de las cargas explosivas, sin embargo, los niveles de vibración son lo suficientemente altos como para afectar a la matriz de roca y producir diferentes grados de fracturamiento a su alrededor.



**Fuente: departamento de geomecánica CATALINA HUANCA**

Registro de onda de la velocidad de vibración de una voladura de producción mostrando variación de amplitud y frecuencia respecto al tiempo.

En caso de las voladuras realizadas en los frentes de desarrollo, se viene practicando la voladura controlada en la corona para no dañar la roca circundante, obtener el perfil establecido de la labor y evitar en lo posible el uso de sostenimiento.

**EJEMPLO:**

En el caso del tajo la velocidad partícula pico, considerando un RMR = 50 y una resistencia a la compresión simple para el mineral 295.70 Kg/cm<sup>2</sup> un módulo de elasticidad de E =10.3 x 10<sup>4</sup> Kg/cm<sup>2</sup>.

$$VPP = \frac{K \times W^\alpha}{R^\beta}$$

Donde:

VPP: velocidad partícula pico ( mm/s)

K: constante de velocidad (700 mm/s)

W: Carga explosiva (Kg/retardo)

R: Radio o distancia al punto de daño (m)

α: constante de decaimiento (0.7)

β: constante de roca (1.5)

Para nuestro caso:

K = 700mm/s

W = 2.8 Kg

R = 1.7 m

$$\alpha = 0.7$$

$$\beta = 1.5$$

$$VPP = \frac{700 \times 2.80^{0.7}}{1.7^{1.5}} = 649.28 \text{ mm/s}$$

Este valor corresponde al inicio del fracturamiento de la roca (tabla).

<b>TABLA PARA RELACIONAR VELOCIDAD PARTICULA PICO (VPP) Y EL DAÑO ESTRUCTURAL, SEGÚN LANGERFORS Y KIHRS TOM .</b>		
VELOCIDAD DE PARTICULA (v)		DAÑO
Pulg/seg	mm/s	
2	51	Límite debajo del cual el riesgo de daño estructural es muy pequeño, aún en edificaciones antiguas.
5	127	Daños menores, agrietamiento de tarrajes.
12	305	Caída de rocas en túneles sin revestimiento.
25	635	Principio de fracturamiento de la roca.
100	2,540	Rotura de la roca.

## **CAPITULO IV**

### **REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.**

#### **4.1.- ESTÁNDARES DE RENDIMIENTO.**

##### **4.1.1.- ESTÁNDARES DE RENDIMIENTO EN LABORES DE DESARROLLO.**

La perforación es el inicio de las operaciones unitarias y del cual depende el éxito de las demás operaciones unitarias; por lo que se ha establecido ciertos estándares como patrón de medida adonde se debe llegar. En los frentes de desarrollo, como también en tajeos para la perforación se viene empleando barra de 14 pies y por lo tanto se debería lograr un avance de del 90% que es 3.80 m. sin embargo en la práctica esto no se logra porque falta optimizar los principales parámetros de perforación. En el cuadro 4.1.1A y se puede apreciar los rendimientos logrados actualmente en desarrollos (galerías).

**CUADRO N° 4.1.1A**  
**RENDIMIENTO DE PERFORACION PROGRAMADO Y LOGRADO EN**  
**DESARROLLOS**

OPERACIÓN	PROGRAMADO	LOGRADO	VARIACION	UNIDAD	PORCENTAJE
LABOR	Frente	Frente			%
SECCION	4.5 x 4.0 m.	4.5 x 4.0 m			
<b>PERFORACION</b>					
Tipo de roca	I-II	I-II			
Diámetro de taladro	45	45	0	mm	
Diámetro de rimador	102	102	0	mm	
Número de taladros	42	42	0	U	
Longitud de la barra	4.2	3.1	1.1	m.	26.19
<b>RENDIMIENTO:</b>					
Longitud efectiva de perforación.	3.3	3.1	0.2	m.	6.06
Avance (95%)	3.135	2.8	0.335	m.	10.69
Taladros perforados por hora	23.43	21.03	2.4	U	10.24
Tiempo de maniobras	0.61	0.7	0.09	Horas	14.75
Tiempo efectivo de perforación	1.95	2.15	0.2	Horas	10.26
Tiempo total de perforación	2.56	2.85	0.29	Horas	11.33
Tiempo de carguío / taladro	0.025	0.029	0.004	Horas	16.00
Volumen a romper por avance	56.43	50.4	6.03	m <sup>3</sup> /disparo	10.69

Los resultados de este cuadro muestran resultados ligeramente subestándares que perjudican en el proceso del minado.

#### 4.1.2.- ESTANDARES DE RENDIMIENTO EN LABORES DE PRODUCCION.

Los rendimientos que se vienen dando en los tajeos de explotación donde se emplea el método del corte y relleno ascendente empleando la perforación en Breasting debido a la poca competencia de las cajas se detalla en el cuadro N° 4.1.2B, haciendo notar que la longitud de perforación es disminuido por las fracturas existentes en el frente, la destreza del operador.

<b>CUADRO N° 4.1.2A</b>					
<b>RENDIMIENTO DE PERFORACION PROGRAMADO Y LOGRADO EN EXPLOTACION</b>					
<b>OPERACIÓN</b>	<b>PROGRAMADO</b>	<b>LOGRADO</b>	<b>VARIACION</b>	<b>UNIDAD</b>	<b>PORCENTAJE</b>
LABOR	Breasting	Breasting			%
SECCION	4.0 X 4.0m	4.0 X 4.0m			
<b>PERFORACION</b>					
Tipo de roca	I-II	I-II			
Diámetro de taladro	45	45	0	mm	
Longitud de la barra	4.2	4.2	0	m.	
Longitud efectiva de perforación	3.9	3.3	0.6	m.	15.38
Espaciamiento	1	0.9	0.1	m.	10.00
Burden	0.8	0.71	0.09	m.	11.25
Número de taladros	22	24	2	U	9.09
Volumen a romper por disparo	62.4	52.8	9.6	m <sup>3</sup>	15.38
Tonelaje obtenido por disparo	187.2	158.4	28.8	TM	15.38
Toneladas rotas por taladro	8.51	6.6	1.91	TM	22.44
Tiempo de maniobras	0.61	0.67	0.06	Horas	9.84
Tiempo efectivo de perforación	1.52	1.74	0.22	Horas	14.47
Tiempo total de perforación	2.13	2.41	0.28	Horas	13.15

## **4.2.- PLAN DE MEJORA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA.**

A fin de mejorar la perforación y voladura tanto en los frentes de desarrollo como en los tajeos, se propone las siguientes acciones:

### **PERFORACIÓN:**

#### **a.- Paralelismo:**

En la perforación de los taladros se observa que éstas no mantienen el paralelismo, lo cual tiene efectos directos en la voladura. El paralelismo se controla colocando barras cortadas en el taladro perforado cuya dirección debe ser guía para la perforación del taladro adyacente.

#### **b.- Simetría:**

La simetría está referida a la disposición en conjunto de todos los taladros perforados que deben guardar el paralelismo, inclinación y dirección, para ello se pinta la malla de perforación y se usa plantilla para el arranque.

#### **c.- Control de longitud de perforación:**

La longitud a perforarse es otro parámetro a controlarse porque el operador del jumbo no perfora la longitud real que está dado por la longitud de la barra, que puede ser 12 pies (3.65 m.) ó 14 pies (4.26 m.) debiendo ser la longitud efectiva no menos del 92% que representa 3.36 m. y 3.92 m. respectivamente.

El control de la longitud del taladro se realiza midiendo con un flexómetro el taladro perforado y marcando con spray en la manguera de la perforadora.

#### **d.- Diseño de malla de perforación:**

En el diseño de la malla de perforación se toma como parámetro la dureza de la roca y la sección de la labor. En todo diseño debe considerarse las características del macizo rocoso que es evaluado principalmente por el sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR) y el sistema de Barton (Q). Actualmente en las minas se utiliza el sistema GSI (Geological Strength Index) que ha sido elaborado en base a la resistencia y el grado de fracturamiento. De acuerdo a estos sistemas de clasificación se determina realmente el tipo y clase de roca que para nuestro caso se ha detallado en el capítulo III.



## **VOLADURA:**

### **a.- Uso de taco:**

Se ha establecido a los contratistas, el uso obligatorio de taco de arcilla en todo los taladros de producción para un mayor aprovechamiento de los gases de explosión y producir mayor fuerza de rotura.

La longitud del taco normalmente es 1/3 de la longitud del taladro.

Los tacos de arcilla son preparados con anticipación en forma y tamaño similar a los cartuchos de explosivo y ser almacenado en bodega mina para su correspondiente distribución.



Taco de arcilla

### **b.- Tipo de explosivo:**

El tipo de explosivo a utilizarse es muy importante para lograr una voladura eficiente. Se está utilizando como cebo Emulnor 3000 que tiene una densidad de 1.3 gr/cm<sup>3</sup> y una velocidad de detonación de 5,700 m/seg con lo que se logra una presión de detonación para el Emulnor 3000 de:

$$Pd = \frac{\delta \times V^2}{4} \times 10^{-5}$$

Donde:

Pd: presión de detonación

$\delta$ : Densidad en gr/cm<sup>3</sup>

V: Velocidad de detonación en m/s

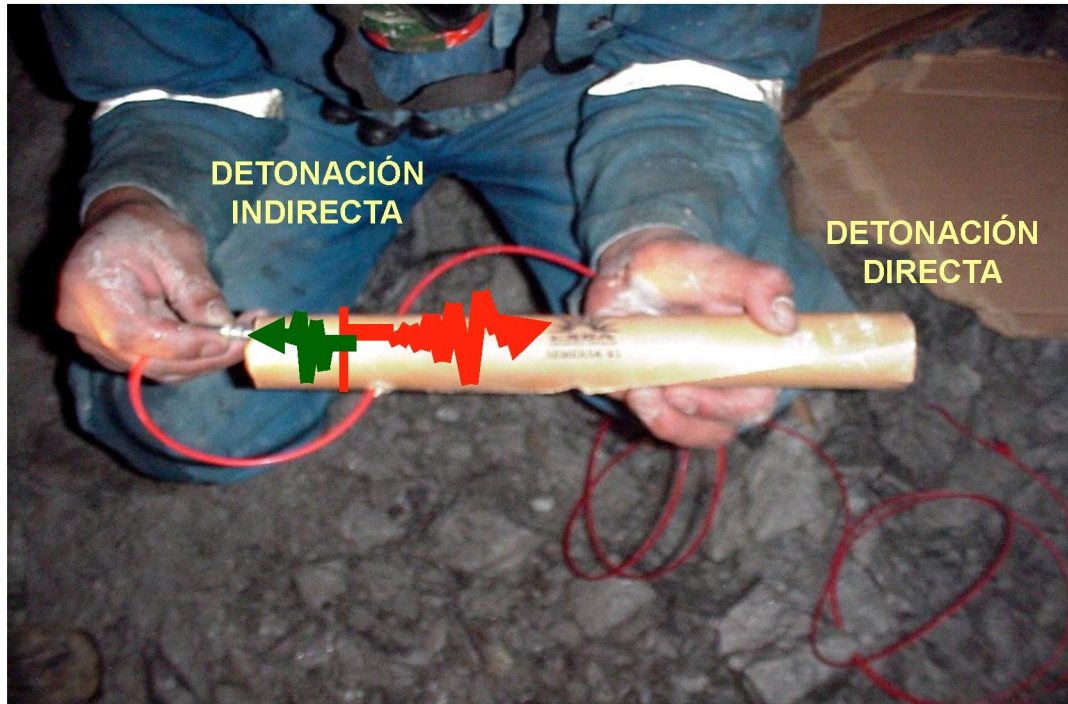
$$Pd = \frac{1.3 \times 5700^2}{4} \times 10^{-5} = 105.59 \approx 106Kbar$$

### **c.- Encebado.**

El cebo debe tener la suficiente energía como para garantizar el completo inicio de la carga explosiva a su mayor régimen de velocidad (VOD) y poder mantenerlo así en todo el taladro. Esto garantiza la correcta sensibilidad y simpatía para que el taladro salga completamente con rotura radial. Para esto es importante la orientación del fulminante que debe estar colocado en el cebo de tal forma que se encuentre en el fondo del taladro dirigido hacia la columna de carga.

El encebado debe controlarse porque el personal que realiza el carguío de taladros tiene costumbre de colocar al revés.

Se estuvo usando como cebo la dinamita Exsa 75 especial de 7/8" x 8" y ahora se ha cambiado a Emulnor 3000 de 1 1/4" x 12" con mejores resultados.



**d.- Cantidad de carga explosiva:**

La cantidad de carga explosiva por taladro se calcula para determinada longitud de carga que es los 2/3 de la longitud del taladro y aplicando la siguiente fórmula:

$$Q = \delta \times Dt^2 \times 0.507$$

Donde:

$\delta$  = densidad explosivo en gr/cm<sup>3</sup>

Dt = diámetro taladro en pulgadas.

**Cuando se utiliza sólo emulsión 3000 de 1 ¼" x12"**

$\delta = 1.12$

Dt = 45 mm. = 1.77 pulg.

$Q = 1.12 \times 1.77^2 \times 0.507 = 1.77\text{Kg/m}$

Longitud taladro perforado = 3.1 m.

$$\text{Longitud a cargar} = \frac{2}{3} \times 3.1 = 2.06m$$

$$Q_e = 2.06m \times 1.77Kg/m = 3.64Kg.$$

$$\text{cartuchos por taladro} = \frac{3.64Kg}{0.266Kg} = 13 \text{ Cartuchos}$$

.

#### **Cuando se utiliza emulsión más anfo:**

$$\& = 0.85$$

$$Dt = 45 \text{ mm.} = 1.77 \text{ pulg.}$$

$$Q = 0.85 \times 1.77^2 \times 0.507 = 1.35Kg/m$$

$$\text{Longitud taladro perforado} = 3.1 \text{ m.}$$

$$\text{Longitud a cargar} = \frac{2}{3} \times 3.1 = 2.06m$$

$$Q_e = 2.06m \times 1.35Kg/m = 2.78Kg.$$

$$Q_t = 2.78Kg + 0.266Kg = 3.047 \text{ Kg}$$

#### **e.-Accesorios:**

Los accesorios usados en la voladura los exaneles han sido cambiados por el fanel de periodo corto de menor costo y mejor desempeño que los exaneles y para el encendido se usa pentacord 3P, carmex y mecha rápida.

Los faneles utilizados son:



FANELES



Detonador Ensamblado ( CARMEX)



Cordón detonante (Pentacord 3P)

### 4.3.- DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION DE UNA RAMPA NEGATIVA DE 4.50 M. X 4.0 M.

$$Seccion (S) = \frac{2}{3} \times AB + B \times \left( \frac{B^2}{18A} + \frac{4A^2}{3} \right)$$

Ancho (A)= 4.50 m.

Alto (B) = 4.0 m.

$$Seccion (S) = \frac{2}{3} \times 4.5 \times 4.0 + \frac{4.0}{18 \times 4.5} \times \left( \frac{4.0^2}{3} + 4.0 \times 4.5^2 \right) = 16.26 m^2$$

$$Numero de taladros (N) = \frac{P}{dt} + C \times S$$

Donde:

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m

dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
Tenaz	0.50 - 0.55
Intermedia	0.60 - 0.65
Friable	0.70 - 0.75

C: Coeficiente o factor de roca, usualmente de:

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

S: Dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre)

$$P = (A \times 4)^{0.5} = (4.0 \times 4.5)^{0.5} = 4.24$$

A: ancho del túnel

$$\text{Numero de taladros } (N) = \frac{4.24}{0.55} + 2 \times 16.24 = 40 \text{ taladros}$$

### Carga explosiva

$$Q = \& \times dt^2 \times 0.507 \text{Kg/m}$$

$$\& = 0.85$$

$$dt = 45 \text{ mm.} = 1.77 \text{ pulg.}$$

$$Q = 0.85 \times 1.77^2 \times 0.507 = 1.35 \text{Kg/m}$$

Longitud taladro perforado = 3.2 m.

$$\text{Longitud a cargar} = \frac{2}{3} \times 3.2 = 2.13 \text{m}$$

$$Q_e = 2.13 \text{m} \times 1.35 \text{Kg/m} = 2.87 \text{Kg.}$$

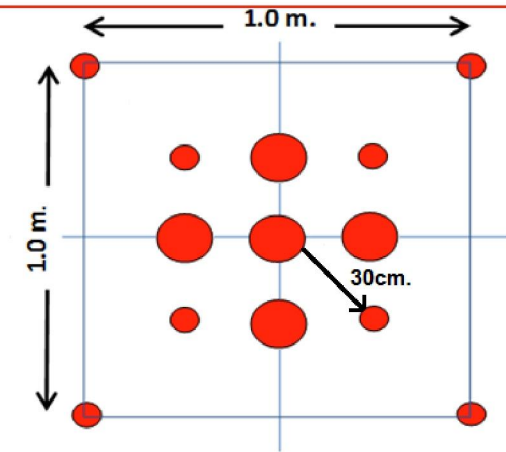
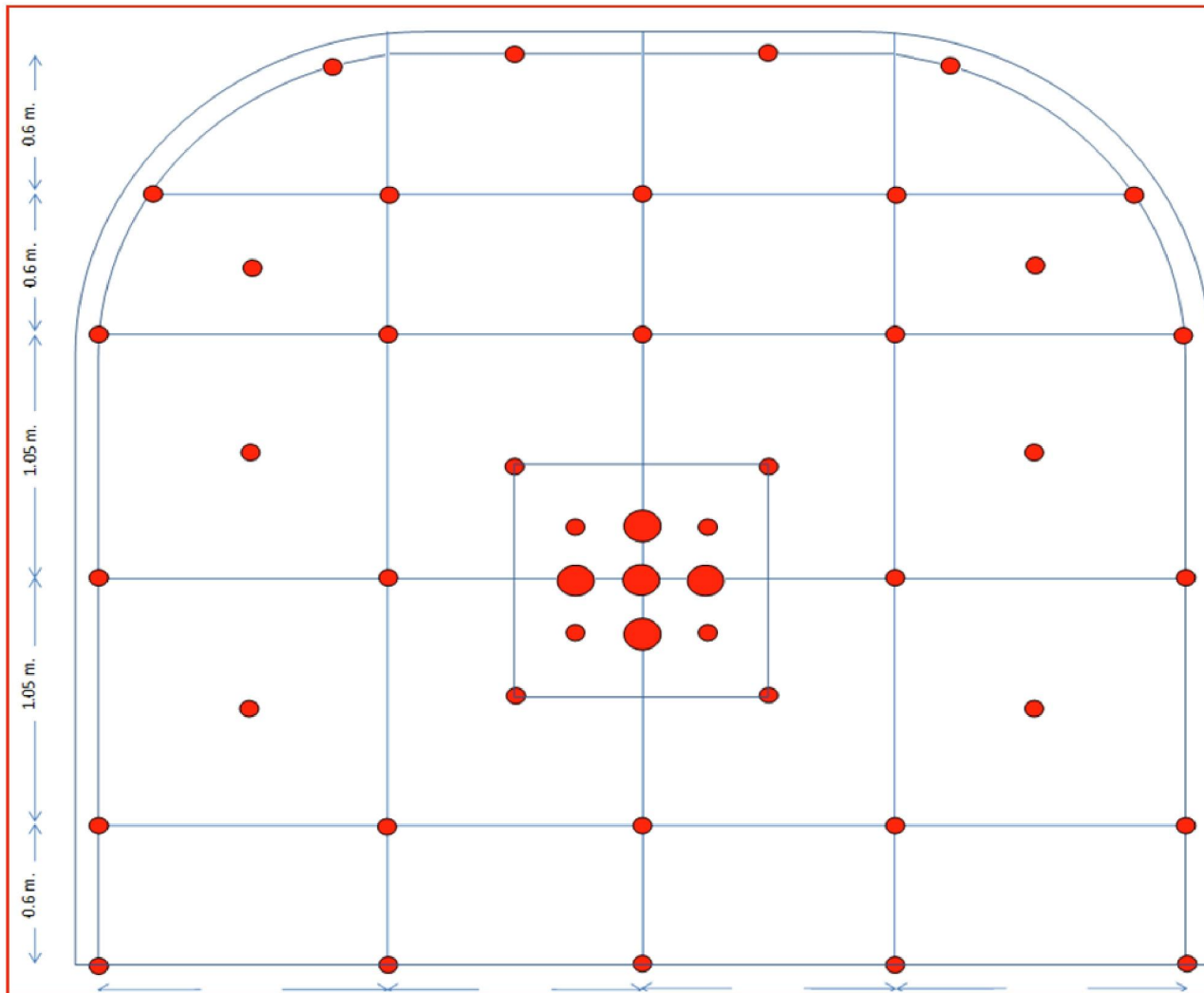
$$Q_t = 2.87 \text{Kg} + 0.266 \text{Kg} = 3.136 \text{Kg}$$

**CARGA EXPLOSIVA ESTANDAR CATALINA  
HUANCA**

TIPO DE TALADRO	CANTIDAD DE TALADROS	LONGITUD PERFORADO (ft)	CANTIDAD CARTUCHO POR TALADRO	ANFO (Kg)	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL ANFO (Kg)
Arranque	4	11	12	3.3	48.00	13.20
Primera ayuda	4	11	11	3.3	44.00	13.20
Segunda ayuda	4	11	11	3.1	44.00	12.40
Cuadradores	4	11	11	3.1	44.00	12.40
Ayuda hastial	6	11	8	2.3	48.00	13.80
Hastial	6	11	7	2	42.00	12.00
Ayuda hastial	3	11	7	2	21.00	6.00
Corona	6	11	6	1.5	36.00	9.00
Arrastre	5	11	10	10 CART.	50.00	0.00
total taladros	<b>42</b>					
N° cartuchos					377.00	92
Peso Kg					<b>100.282</b>	<b>116.47</b>

	PROGRAMADO	EJECUTADO
LONGITUD DE PERFORACION (m)	3.3	3.1
AVANCE (m)	3.135	2.8
VOLMUEN A ROMPER (m3)	56.43	50.4
FACTOR DE CARGA ANFO (Kg/m)	37.15	

ANFO + EMUSION	116.47	Kg/disp.
SOLO EMUSION	100.282	Kg/disp.
FACTOR DE CARGA ANFO/EMUSION	41.60/35.82	Kg/m
FACTOR DE POTENCIA ANFO/EMUSION	2.30/1.99	Kg/m3



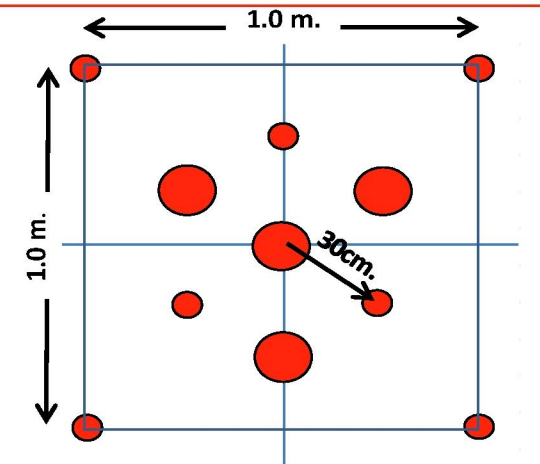
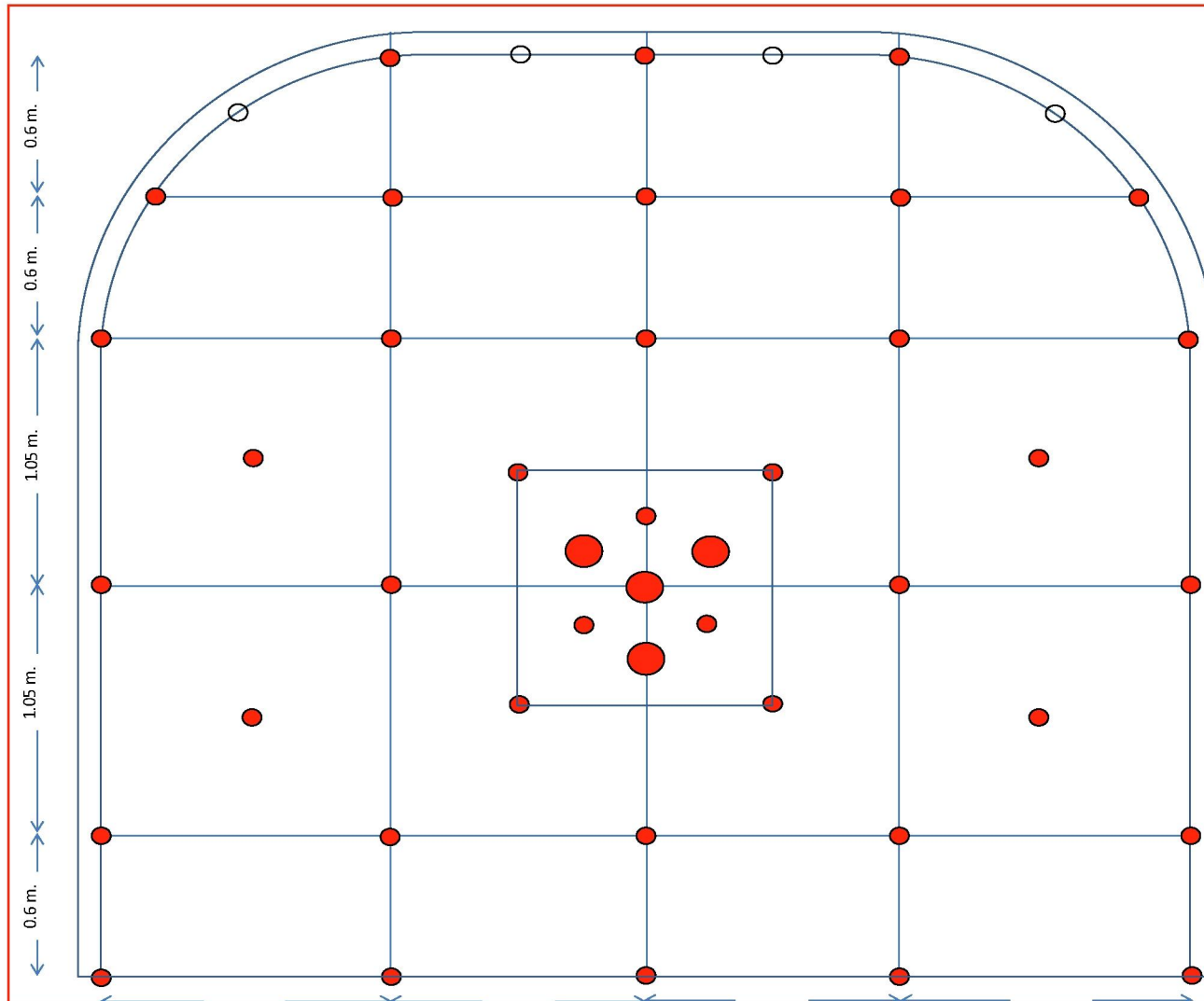
DATOS	
Ancho programado	4.5 m
Alto programado	4 m
Tipo roca	>55 RMR
Densidad	2.71 tn/m <sup>3</sup>
PERFORACIÓN	
Longitud de barra	14 pies
Diametro broca prod.	45 mm
Diametro broca rimad.	102 mm
Taladros cargados	42 und
Taladros rimados	5 und
RENDIMIENTOS	
Eficiencia de avance	>90 %
Sobrerotura	<
Control de daño	<1 m

**CARGA EXPLOSIVA PLANTEADO CATALINA  
HUANCA**

TIPO DE TALADRO	CANTIDAD DE TALADROS	LONGITUD PERFORADO (ft)	CANTIDAD CARTUCHO POR TALADRO	ANFO (Kg)	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL ANFO(Kg)
Alivio	4					
Arranque	3	11	12	3.3	36.00	9.90
Primera ayuda	4	11	12	3.3	48.00	13.20
Segunda ayuda	4	11	12	3.1	48.00	12.40
Cuadradores	4	11	11	3.1	44.00	12.40
Ayuda hastial	4	11	8	2.5	32.00	10.00
Hastial	6	11	7	2	42.00	12.00
Ayuda corona	3	11	7	2	21.00	6.00
Corona	5	11	6	1.3	30.00	6.50
Arrastre	5	11	10	10 CARTUCHOS	50.00	
total taladros	<b>38</b>					
N° cartuchos					351.00	88
Peso Kg					<b>93.366</b>	<b>105.81</b>

	PROGRAMADO	EJECUTADO
LONGITUD DE PERFORACION (m)	3.3	3.1
AVANCE (m)	3.135	3
VOLUMEN A ROMPER (m3)	56.43	50
FACTOR DE CARGA ANFO (Kg/m)	37.31	
FACTOR DE CARGA EMULSION (Kg/m)	29.78	

ANFO + EMULSION	105.81	Kg/disp.
SOLO EMULSION	93.37	Kg/disp.
FACTOR DE CARGA ANFO/EMULSION	35.27/31.12	Kg/m
FACTOR DE POTENCIA ANFO/EMULSION	2.12/1.86	Kg/m <sup>3</sup>



DATOS	
Ancho programado	4.5 m
Alto programado	4 m
Tipo roca	>55 RMR
Densidad	2.71 tn/m <sup>3</sup>
PERFORACIÓN	
Longitud de barra	14 pies
Diametro broca prod.	mm
Diametro broca rimad.	102 mm
Taladros cargados	38 und
Taladros rimados	4 und
Taladros de alivio	4 und
RENDIMIENTOS	
Eficiencia de avance	>90 %
Sobrerotura	<
Control de daño	< 1 m

#### **4.4.- ESTRUCTURA DE LOS COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR LABORES.**

Los costos unitarios de perforación y voladura se realizan en base a los rendimientos previamente establecidos. En el caso de perforación de desarrollos en la estructuración del costo unitario intervienen:

- Mano de obra directa: comprende las remuneraciones de los operadores de máquinas, de los ayudantes y supervisión, considerando los las leyes sociales cuyo porcentaje se establece de acuerdo a los pagos que está normado por las leyes de trabajo y otros beneficios establecidos por trato colectivo.
- Materiales: el precio de los diversos materiales en la perforación voladura como: explosivos, accesorios y aceros de perforación.
- Equipos: las horas operadas de los equipos tales como del jumbo y scoop cuyo costo por hora se determina por el precio de adquisición, la vida económica y costo de operación.
- Implementos de protección personal y herramientas.
- Los gastos generales: comprende otros gastos indirectos, pero que es necesario para la excavación como el sueldo del ingeniero jefe de guardia, alimentación, vivienda, etc. El porcentaje no debe pasar del 40% del total del costo directo.
- Utilidad: es el porcentaje mínimo que la empresa debe ganar por el trabajo de excavación ejecutado. Su porcentaje no debe ser mayor del 10% del costo directo.

**a.- Estructura de los costos de desarrollo-preparación:**

La estructura de costos unitarios de la rampa negativa de sección 4.0 x 4.50 m. anterior se muestra en el cuadro N° 4.3 A y del mejorado en el cuadro N° 4.3B.

**b.- Estructura de los costos de explotación:**

Por ser presentar la estructura mineralizada cajas de un RMR= 40, a fin de mantener la estabilidad del tajo, se aplica la perforación en Breasting, usando taladros de 45 mm. y longitud de 14 pies, cuyo costo unitario anterior se indica en el cuadro N° 4.3C y el mejorado en el cuadro N° 4.3D.

**4.4.1 PRECIOS UNITARIOS DE EXPLOSIVO, ACCESORIOS, PERSONAL, EQUIPOS.**

PRECIOS UNITARIOS EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS		
TIPO	Precio \$	unidad
ARMADA DE MECHA LENTA (LG) 8'	0.628	pza.
CORDON DETONANTE (VEL-DETON) 6800MT/SEG;(TIP) 3P	0.2024	m
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 2	1.1466	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 3	1.1297	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 4	1.0744	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 5	1.0808	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 6	1.0736	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 7	1.1093	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 9	1.0412	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 1	1.1316	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 11	1.0401	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 12	1.0591	pza.

DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 14	1.0466	pza.
DETONADOR NO ELECTRICO(LG) 4.2MT;(NRO) 16	1.0724	pza.
DINAMITA(DIA) 1.1/4";(PRESNT) CAJA POR 116UN;(LG) 8"	0.3629	cartucho
EMULNOR(DIA) 1";(VEL-DETON) 5700MT/SEG;(TIP) 3000;(LG) 8"	0.1999	cartucho
EMULNOR(DIA) 1";(VEL-DETON) 5800MT/SEG;(TIP) 1000;(LG) 8"	0.1892	cartucho
EMULNOR(DIA) 1.1/4";(VEL-DETON) 5700MT/SEG;(TIP) 3000;(LG) 12"	0.446	cartucho
MECHA RAPIDA (D-EXT) 1.8MM;(PS) 6.5 GR/MT	0.4544	m
NITRATO DE AMONIO (SUPERFAM)	0.7975	Kg

**JUMBO**

EQUIPO	HORAS MENSUALES	\$	\$/HORA ADICIONAL
BOOMER 282	200	22500	42
BOOMER S1D	160	16000	22

	COSTO HORARIO \$/HORA
BOOMER 282	112.5
BOOMER S1D	100

RAMPAS  
TAJEOS

**SCOOPTRAM**

	COSTO HORARIO \$/HORA
R1600H	95
R1300	80

**PERSONAL**

CARGO	S/JORNAL	S/HORA	\$/HORA
JUMBERO	74.6	9.325	3.01
AYUDANTE JUMBERO	69.6	8.7	2.81
MAESTRO LABOR	61.6	7.7	2.48
AYUDANTE LABOR	53.6	6.7	2.16
SCOOPERO	69.6	8.7	2.81

**ACEROS**

	UNIDAD	VIDA UTIL	PRECIO \$	\$/m
RIMADORA 102 mm	m	600	265	0.442
BROCA 45mm SEMIESFERICA	m	350	148	0.423
CHANK ADAPTER	m	900	320	0.356
BARRA 14 PIES	m	900	417.6	0.464

**CUADRO N° 4.3A  
COSTO DE RAMPA NEGATIVA DE 4.5m X 4.00m. ESTANADAR EJECUTADO**

Tipo de material: Desmonte (Roca tipo II)	N° de taladros perforados: 47
Longitud perforación efectiva : 3.30 m.	N° de taladros disparados: 42
Longitud avance programado: 3.135 m.	Metros perforados: 155.1 m.
Longitud avance efectivo: 2.80 m.	Volumen roto: 50.4 m³
Eficiencia de voladura: 85%	Factor de carga: 41.60/35.82 Kg/m

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
<b>1.00</b>	<b>MANO DE OBRA</b>					<b>55.37</b>
	Jumbero	H/h	2.85	3.01	8.58	
	Ayudante Jumbero	H/h	2.85	2.81	8.01	
	Cargadores	H/h	1.40	2.48	3.47	
	Ayudante de cargador	H/h	1.40	2.16	3.02	
	Operador de scoop	H/h	3.00	2.81	8.43	
	Capataz	H/h	0.50	4.03	2.02	
	Bodeguero	H/h	0.50	2.16	1.08	
	Leyes sociales (60%)				20.76	
<b>2.00</b>	<b>MATERIALES:</b>					<b>435.39</b>
	Fulminante Exanel	u	42.00	1.33	55.86	
	Carmex	u	2.00	0.63	1.26	
	Pentacord	m	50.00	0.20	10.12	
	Emulnor 3000	Kg	100.28	1.68	168.07	
	Broca 45mm semiesférica	m	155.10	0.42	65.61	
	Rimador 102mm	m	16.50	0.44	7.29	
	Chank adapter	m	155.10	0.36	55.22	
	Barra de 14 ft	m	155.10	0.46	71.97	
<b>3.00</b>	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:</b>					<b>7.20</b>
	Implementos de seguridad	% MO	0.08		4.43	

	Herramientas	% MO	0.05		2.77	
4.00	<b>EQUIPOS:</b>					704.83
	Jumbo de 02 brazos	H-m	2.85	112.50	320.63	
	Scoop de 6.1 yd <sup>3</sup>	H-m	3.00	95.00	285.00	
	Bomba sumergible	H-m	8.00	12.40	99.20	
COSTO DIRECTO US\$						1,202.79
GASTOS GENERALES 36%						433.00
UTILIDAD 10%						120.28
COSTO TOTAL US\$						1,756.07
METROS CUBICOS PRODUCIDOS						50.40
METROS AVANZADOS						2.80
COSTO POR METRO DE AVANCE US\$						<b>627.17</b>

**CUADRO N° 4.3B**  
**COSTO DE RAMPA NEGATIVA DE 4.5m X 4.00m. PLANTEADO EJECUTADO**

Tipo de material: Desmante (Roca tipo II)	N° de taladros perforados: 45
Longitud perforación efectiva : 3.30 m.	N° de taladros disparados: 38
Longitud avance programado: 3.135 m.	Metros perforados: 148.5 m.
Longitud avance efectivo: 3 m.	Volumen roto: 54m <sup>3</sup>
Eficiencia de voladura: 91%	Factor de carga: 35.27/31.12 Kg/m

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1.00	<b>MANO DE OBRA</b>					54.07
	Jumbero	H/h	2.72	3.01	8.19	
	Ayudante Jumbero	H/h	2.72	2.81	7.64	
	Cargadores	H/h	1.26	2.48	3.12	
	Ayudante de cargador	H/h	1.26	2.16	2.72	
	Operador de scoop	H/h	3.21	2.81	9.02	
	Capataz	H/h	0.50	4.03	2.02	
	Bodeguero	H/h	0.50	2.16	1.08	
	Leyes sociales (60%)				20.28	
2.00	<b>MATERIALES:</b>					345.23
	Fulminante Fanel	u	37.00	1.08	39.96	
	Carmex	u	2.00	0.63	1.26	
	Pentacord	m	50.00	0.20	10.12	
	Emulnor 3000	Kg	23.40	1.68	39.22	

	Anfo	Kg	82.40	0.80	65.71	
	Broca 45mm semiesférica	m	148.50	0.42	62.82	
	Rimador 102mm	m	9.90	0.44	4.38	
	Chank adapter	m	148.50	0.36	52.87	
	Barra de 14 ft	m	148.50	0.46	68.90	
<b>3.00</b>	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:</b>					<b>7.03</b>
	Implementos de seguridad	% MO	0.08		4.33	
	Herramientas	% MO	0.05		2.70	
<b>4.00</b>	<b>EQUIPOS:</b>					<b>710.15</b>
	Jumbo de 02 brazos	H-m	2.72	112.50	306.00	
	Scoop de 6.1 yd <sup>3</sup>	H-m	3.21	95.00	304.95	
	Bomba sumergible	H-m	8.00	12.40	99.20	
COSTO DIRECTO US\$						1,116.48
GASTOS GENERALES 36%						401.93
UTILIDAD 10%						111.65
COSTO TOTAL US\$						1,630.05
METROS CUBICOS PRODUCIDOS						50.40
METROS AVANZADOS						2.80
COSTO POR METRO DE AVANCE US\$						<b>582.16</b>

**CUADRO N° 4.3C**  
**BREASTING MECANIZADO 4.00m X 4.00 m. ESTANDAR EJECUTADO**

Tipo de material: Mineral	N° de taladros perforados: 24
Longitud perforación efectiva : 3.30 m.	N° de taladros disparados: 24
Longitud avance programado: 3.90 m.	Metros perforados: 79.2m.
Longitud avance efectivo: 3.3m.	Tonelaje roto: 158.4 tn.
Eficiencia de voladura: 100%	Factor de potencia: 0.44 Kg/ton

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
<b>1.00</b>	<b>MANO DE OBRA</b>					<b>30.19</b>
	Jumbero	H/h	2.41	3.01	7.25	
	Ayudante Jumbero	H/h	2.41	2.81	6.77	
	Cargadores	H/h	1.00	2.48	2.48	
	Ayudante de cargador	H/h	1.00	2.16	2.16	
	Operador de scoop	H/h	3.00	2.81	8.43	
	Capataz	H/h	0.50	4.03	2.02	

	Bodeguero	H/h	0.50	2.16	1.08	
	Leyes sociales (60%)				0.00	
2.00	<b>MATERIALES:</b>					255.42
	Fulminante Fanel	u	24.00	1.33	31.92	
	Carmex	u	2.00	0.63	1.26	
	Pentacord	m	30.00	0.20	6.07	
	Emulnor 3000	Kg	70.24	1.68	117.72	
	Broca 45mm semiesférica	m	79.20	0.42	33.50	
	Chank adapter	m	79.20	0.36	28.20	
	Barra de 14 ft	m	79.20	0.46	36.75	
3.00	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:</b>					3.92
	Implementos de seguridad	% MO	0.08		2.42	
	Herramientas	% MO	0.05		1.51	
4.00	<b>EQUIPOS:</b>					526.00
	Jumbo S1D	H-m	2.41	100.00	241.00	
	Scoop de 6.1 yd <sup>3</sup>	H-m	3.00	95.00	285.00	
COSTO DIRECTO US\$						815.53
GASTOS GENERALES 36%						293.59
UTILIDAD 10%						81.55
COSTO TOTAL US\$						1,190.68
TONELAJES PRODUCIDO tn						158.40
COSTO POR METRO CUBICO ROTO US\$						22.55
COSTO POR TONELAJE ROTO US\$						7.52

**CUADRO N° 4.3D**  
**BREASTING MECANIZADO 4.00m X 4.00 m. PLANTEADO EJECUTADO**

Tipo de material: Mineral	N° de taladros perforados: 24
Longitud perforación efectiva : 3.60 m.	N° de taladros disparados: 24
Longitud avance programado: 3.90 m.	Metros perforados: 86.4m.
Longitud avance efectivo: 3.6m.	Tonelaje roto: 172.8 tn
Eficiencia de voladura: 100%	Factor de potencia: 0.31 Kg/ton

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1.00	MANO DE OBRA					30.95

	Jumbero	H/h	2.41	3.01	7.25	
	Ayudante Jumbero	H/h	2.41	2.81	6.77	
	Cargadores	H/h	1.00	2.48	2.48	
	Ayudante de cargador	H/h	1.00	2.16	2.16	
	Operador de scoop	H/h	3.27	2.81	9.19	
	Capataz	H/h	0.50	4.03	2.02	
	Bodeguero	H/h	0.50	2.16	1.08	
	Leyes sociales (60%)				0.00	
<b>2.00</b>	<b>MATERIALES:</b>					<b>191.22</b>
	Fulminante Fanel	u	24.00	1.08	25.92	
	Carmex	u	2.00	0.63	1.26	
	Pentacord	m	30.00	0.20	6.07	
	Emulnor 3000	Kg	6.38	1.68	10.70	
	Anfo	Kg	50.00	0.80	39.88	
	Broca 45mm semiesférica	m	86.40	0.42	36.55	
	Chank adapter	m	86.40	0.36	30.76	
	Barra de 14 ft	m	86.40	0.46	40.09	
<b>3.00</b>	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:</b>					<b>4.02</b>
	Implementos de seguridad	% MO	0.08		2.48	
	Herramientas	% MO	0.05		1.55	
<b>4.00</b>	<b>EQUIPOS:</b>					<b>551.65</b>
	Jumbo S1D	H-m	2.41	100.00	241.00	
	Scoop de 6.1 yd <sup>3</sup>	H-m	3.27	95.00	310.65	
COSTO DIRECTO US\$						777.84
GASTOS GENERALES 36%						280.02
UTILIDAD 10%						77.78
COSTO TOTAL US\$						1,135.65
TONELAJES PRODUCIDO tn						158.40
COSTO POR METRO CUBICO ROTO US\$						<b>19.72</b>
COSTO POR TONELAJE ROTO US\$						<b>7.17</b>

#### 4.5.- COSTOS COMPARATIVOS DE LABORES DE DESARROLLO PREPARACIÓN Y COSTO DE EXPLOTACIÓN.

Los resultados de la mejora de desarrollo y preparación, como de explotación, mostrados en los cuadros anteriores de costos unitarios se resume en el cuadro siguiente.

CUADRO N° 4.4  
RESUMEN DE REDUCCION DE COSTOS

LABOR	UNIDAD	COSTO ANTERIOR	COSTO ACTUAL	DESVIACION (AHORRO)
Rampa negativa 4.5 x 4.0 m.	US\$/m.	627.17	582.16	45.01
Tajeo en Breasting	US\$/m <sup>3</sup>	22.55	19.72	2.83

#### 4.6.- PROPUESTAS DE REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS.

A fin de disminuir el costo unitario de la perforación y voladura se propone realizar las siguientes acciones:

a.- La eficiencia en el avance en los frentes de desarrollo, debe ser mayor al 90%, esto se logrará con capacitación del operador en el manejo del jumbo.

b.- La perforación en las labores de desarrollo, preparación y explotación se debe realizar obligatoriamente los 14 pies.

c.- Cambiar los explosivos de marca Exsa a Famesa, por ser estos últimos de menor precio.

d.- Diseño de malla de perforación en base al RMR hallado, que a su vez disminuirá el factor de carga.

e.- Uso de tacos de arcilla en forma obligatoria en los taladros de producción.

f.- El equipo de perforación debe tener una disponibilidad mecánica superior al 70% y por lo que debe realizarse mantenimiento tanto preventivo como programado, con esto se evitara fallas del jumbo durante el tiempo de perforación.

## CAPITULO V

### ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

#### 5.1.- FACTORES QUE INCIDEN EN LA EFICIENCIA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

##### A.- INCIDENCIA DE LA GEOMECÁNICA.

En el frente de la rampa según la evaluación geomecánica se ha encontrado los siguientes tipos de roca:

RMR	CLASE	CONDICIÓN	PROCESO CONSTRUCTIVO
51- 60	III	Regular A	Roca dura
41- 50	III	Regular B	Roca dura
31- 40	IV	Malo A	Roca semidura
21- 30	IV	Mala B	Roca suave

## **B.- TIEMPOS DE PERFORACIÓN.**

Es un factor determinante en el rendimiento de la perforación, habiéndose presentado los siguientes tipos de tiempos:

### **B1.- Tiempo productivo:**

Es el tiempo que correspondiente a la perforación del frente de la rampa.

### **B2.- Tolerancias:**

Es el tiempo que involucra las demoras en el trabajo, relacionado al desgaste físico, necesidades fisiológicas del operador, interrupciones por causas ajenas y otras demoras relacionadas con el trabajo.

### **B3.- Tiempo improductivo:**

Se subdividen en evitables e inevitables. Entre los evitables están los tiempos que se pierden por fallas mecánicas o eléctricas de los equipos y aquellos donde el trabajador no realiza ninguna actividad productiva.

Los inevitables se refieren a los empleados para efectuar las actividades complementarias y necesarias para la ejecución de la actividad productiva, aquí se considera el desplazamiento, limpieza, desatado de labores, instalación de máquinas y accesorios.

Conforme a los estudios realizados de tiempos se tiene:

<b>RESUMEN TIEMPOS</b>			
<b>DESCRIPCION</b>		<b>MINUTOS</b>	<b>%</b>
1	Tiempo productivo neto( perforación)	135	64.29
2	Demoras operativas	25	11.90
3	Tolerancias	20	9.52
5	Tiempo improductivo evitable	30	14.29
<b>TOTAL</b>		210	100

**C:- DEFICIENCIAS EN LA SECUENCIA DE LOS TIEMPOS DE VOLADURA.**

El secuenciamiento de los tiempos retardo en los faneles debe iniciarse siempre desde los taladros del corte a fin de forma la cara libre y en orden progresivo hasta el último grupo de taladros (arrastres) que explotará.

Las deficiencias en el secuenciamiento del disparo se ha observado en por el uso de faneles de periodo corto y largo y con intervalos de tiempo (MS) un poco más separados y errores en el amarre de los faneles.

**D.- INADECUADA COLUMNA EXPLOSIVA:**

Se ha detectado que a los taladros se les cargaba a más de la columna de carga establecida, pensando que así se aseguraba obtener un buen disparo y sin usar taco, esto debido a la falta de conocimiento de la supervisión encargada y de los cargadores de explosivo, siendo lo correcto cargar solamente los 2/3 de la columna y el resto completar con arcilla (taco).

## **E.- FALLA DE DISPAROS.**

La ocurrencia de fallas en los disparos es otra causa para el bajo rendimiento en los avances en los frentes de desarrollo. Las principales causas detectadas son las siguientes:

- Inapropiada selección de tiempos.
- Errores de perforación.
- Errores de carga del taladro.
- Taladros con agua.
- Confinamiento insuficiente.
- Cebado insuficiente.
- Errores en el orden de encendido de los retardos.
- Taladros incompletos.

## **5.2.-PROPIEDADES GEOMECHANICAS DE INTERES PARA LA PERFORACION Y VOLADURA.**

### **a.- Tensiones de campo:**

La acción de tensiones de carga residuales y/o gravitacionales, el esquema de fracturas generado alrededor de los taladros puede ser influenciado por una concentración no uniforme de tensiones y propagarse radialmente a partir de los taladros siguiendo la dirección de las tensiones principales.

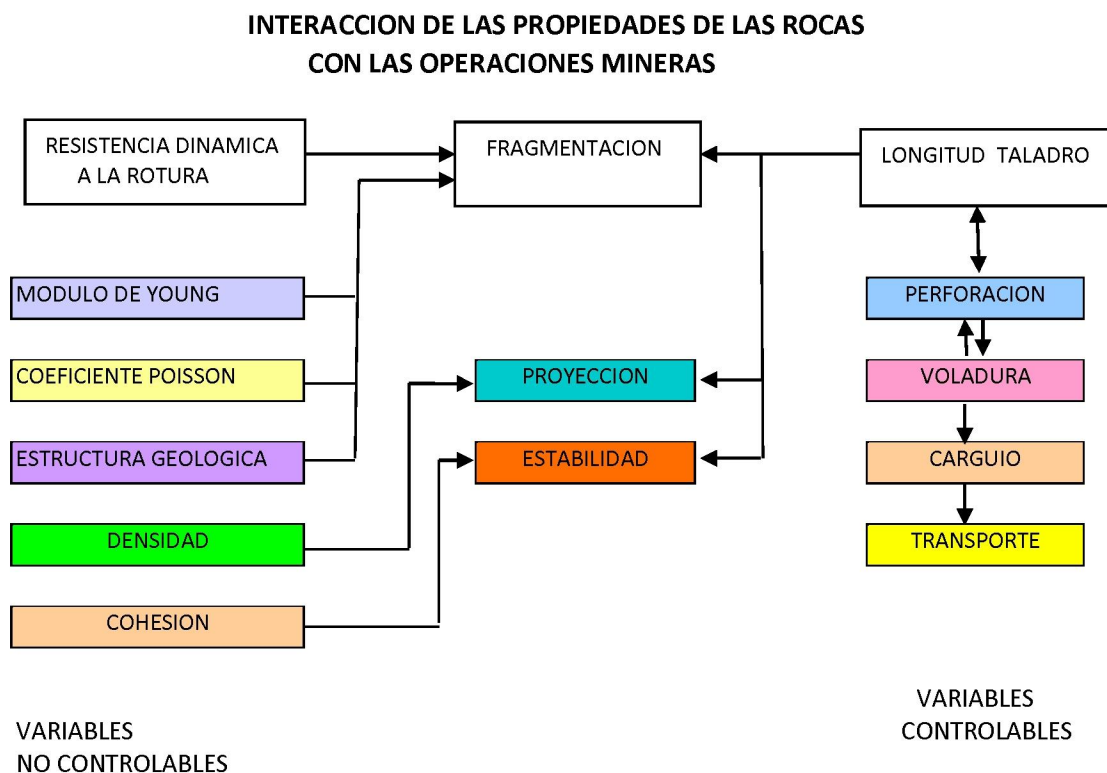
### **b.- Presencia de agua:**

Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados, cuando se encuentran saturados de agua causan problemas como:

- Seleccionar explosivos resistentes al agua: como la dinamita gelatinosa.
- Originan la pérdida de taladros por hundimientos internos.
- Dificultad de poder perforar taladros inclinados hacia abajo

### c.- Propiedades físico mecánicas de las rocas:

Estas propiedades constituyen el principal obstáculo para una voladura óptima.



Las propiedades físicas y mecánicas que influyen en la reacción del macizo rocoso a la energía producida por la detonación de un explosivo son:

- Densidad.
- Porosidad.

- Fricción interna.
- Resistencia a la compresión y tracción.
- Módulo de Young (E )
- Coeficiente de Poisson ( $\nu$ ).
- Módulo de Bulk o compresibilidad (K).
- Velocidad de la onda longitudinal.

Varias de estas propiedades han sido detalladas en el capítulo III de las rocas existentes en la Mina Catalina.

### 5.3.- EFECTOS DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN EL DAÑO DEL MACIZO ROCOSO.

La voladura acoplada provoca la sobrexcaación y caída de rocas y puede ser grande debido a las siguientes causas:

- Mal dimensionamiento de las áreas a excavar.
- Voladura sobrecargada.
- Diseño de malla inapropiada a condición de la roca.
- Inapropiada selección del explosivo según el tipo y condición de la roca.



A fin de determinar la magnitud del daño que pueden causar las voladuras se realiza monitoreo midiendo las vibraciones producto de las voladuras que a su vez examina en detalle el proceso de voladura como por ejemplo cargas detonando en una secuencia de encendido incorrecta, dispersión de los tiempos de encendido de los retardos, detonación deficiente de cargas, detonaciones instantáneas, detonación de cargas adyacentes por simpatía y cuantificación de los niveles de velocidad, frecuencia, aceleración, desplazamiento de partículas, etc. En definitiva el rendimiento general del diseño.

#### **5.4.- RESULTADOS.**

Los resultados de la perforación y voladura de las rampas han sido detalladas en el cuadro N° 4.4, cuya diferencia de los costos resulta en rampas es 45.01 \$/m. y en los tajeos aplicando la perforación en Breasting da un ahorro de 2.83 \$/m<sup>3</sup>.

Estas cifras pueden resultar aún mayor si se estandariza la longitud de barrenación de 14 pies de longitud

#### **5.5.- INCIDENCIA DE LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UTILIDAD DE LA EMPRESA.**

El costo de perforación voladura de la rampa es parte del costo de preparación, así tenemos el costo unitario distribuido de acuerdo a sus componentes como lo mostrado en el cuadro N° 5.5.

**CUADRO 5.5**

ITEM	DESCRIPCION DEL COSTO	COSTO POR DISPARO \$	COSTO POR METRO \$	PORCENTAJE DEL COSTO DIRECTO %
1	<b>MANO DE OBRA:</b>			
	Operador jumbo, operador de scoop, cargador y ayudante, capataz, bodeguero y leyes sociales	54.07	18.02	4.84
2	<b>MATERIALES:</b>			
	Explosivos, accesorios de voladura	157.27	52.42	14.09
	Aceros de perforación	188.45	62.82	16.89
3	<b>IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:</b>			
	Implementos de seguridad	4.33	1.44	0.39
	Herramientas	2.70	0.90	0.24
4	<b>EQUIPOS:</b>			
	Jumbo de 02 brazos	306.00	102.00	27.42
	Scoop de 3.5 yd <sup>3</sup>	304.05	101.35	27.24
	Bomba sumergible	99.20	33.07	8.89
<b>TOTAL:</b>		<b>1116.07</b>		<b>100.00</b>

La estructura del costo operativo de minado, en la mina Catalina Huanca está constituida de la siguiente manera:

	US\$/TM
• Costo de exploración:	5.70
• Costo de desarrollo:	6.50
• Costo de preparación:	9.10
• Costo de explotación:	27.60
• Costos directos mina:	<u>13.40</u>
Total:	<b>62.30</b>

En consecuencia el incremento y/o la disminución del costo de preparación inciden directamente en el costo total de operación. La perforación y voladura representa el 60% del costo de preparación, por lo tanto se debe disminuir dicho costo a fin de obtener mayor utilidad, lo cual se logrará realizando toda las mejoras propuestas den lo referente a la perforación y voladura.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### CONCLUSIONES:

1. El yacimiento se encuentra en los conglomerados calcáreos del Grupo Mitu y calizas del Grupo Pucará
2. Las reservas de mineral cubicadas al 31 de diciembre del 2015, entre probado probable es de 1'180,864 TMS con leyes de 3.98 Oz /TM de Ag 8.05 % de Pb y 9.85 % de Zn.
3. Las rocas que constituyen las cajas del yacimiento son principalmente conglomerado y caliza, pero también se tiene riolita y dacita.
4. De acuerdo a la clasificación geomecánica, las rocas tienen calidad regular A (IIIA: RMR de 51 – 60, calidad regular B (IIIB: RMR de 41 – 50), roca mala A (IVA: RMR 31-40 y mala B (IVB: RMR de 21 – 30).
5. Los parámetros actuales de perforación analizados son: estructura geológica, incumplimiento del diseño de la malla de perforación y deficiencias en el modo de perforar, los parámetros de voladura analizados son: roca, explosivo, sistema de iniciación, carga explosiva, fragmentación y nivel de vibraciones.
6. El plan de mejora en perforación es: paralelismo y simetría de los taladros, control de la longitud de perforación, diseño de la malla de perforación.
7. El plan de mejora en voladura son: uso obligado de taco, cambio de explosivo y accesorio de iniciación, cantidad de carga explosiva y encebado.
8. La estructura de los costos unitarios de perforación y voladura de labores de desarrollo, preparación y explotación se ha realizado considerando los rendimientos, la mano de obra directa, materiales, equipos, implementos de

protección personal, gastos generales y utilidad.

9. El costo por metro lineal de una rampa de 4.5 x 4.0 m. de sección anteriormente fue de 627.17 \$/m y con la mejora lograda es de 582.16 \$/m. obteniéndose un ahorro de 45.01 \$/m.
10. El Costo de explotación anteriormente fue de 22.55 \$/m<sup>3</sup> y con la mejora de 19.72 \$/m<sup>3</sup>, obteniéndose un ahorro de 2.83 \$/m<sup>3</sup>.

## RECOMENDACIONES

1. En el diseño de la malla de perforación tener en cuenta las características geomecánicas del mineral y cajas para determinar el RMR, el cual indica el tipo de roca y por lo tanto se podrá hallar la cantidad de taladros necesarios y la carga explosiva adecuada.
2. Para evitar fallas en los equipos de perforación como son los jumbos, estos deben tener un buen mantenimiento y su disponibilidad debe ser mayor al 70%.
3. Se debe evitar las causas que ocasionan la pérdida de horas de trabajo, realizando un mejor planeamiento y mayor control de los trabajos.
4. Para reducir los costos de perforación y voladura de las labores tanto de desarrollo, preparación y explotación aplicar las mejoras propuestas en otras zonas de la mina Catalina Huanca.
5. Realizar capacitaciones con formación técnica al personal con temas relacionados a perforación y voladura, como también el cambio de actitud de personal.
6. Se debe realizar un correcto marcado de malla de perforación, para lo cual se le debe facilitar las herramientas necesarias para el marcado y que sea costumbre y no obligación en ellos el marcado de dicha malla en frentes a perforarse.

## BIBLIOGRAFÍA

1. BORQUEZ G.V Estimating drilling and blasting cost – analysis and prediction model. EM/J January 1981
2. CEDRON LASSUS M. Apuntes del curso de perforación PUCP. Sección Minas. Lima 2003.
3. EXSA. Manual práctico de voladura. 4ta. Edición. Lima 2005
4. HOEK AND BROWN. Excavaciones subterráneas en roca. Edit. Mc Graw Hill. Nueva York 1990.
5. LOPEZ JIMENO C. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Instituto Tecnológico de España. Madrid 1998.
6. LELANTO T.B. Ingeniería Económica. 5ta. Edición. Edit. Mc Graw Hill. Nueva York 2002.
7. LLANQUE MOSQUERA E. Explotación Subterránea – Métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano. Puno 1995.
8. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Konya
9. Manual Práctico de Voladura Exsa.
10. Plano geomecánico Catalina Huanca Sociedad Minera SAC.