

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA  
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL  
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

TESIS



**EVALUACION GEOMECANICA PARA EL CAMBIO DE  
METODO DE OPEN STOPING A CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE CONVENCIONAL EN LA VETA  
ATAHUALPA-LOLA DE LA MINA PODEROSA**

PRESENTADO POR:

GABRIEL CUADROS AQUINO

PARA OPTAR EL TITULO DE

INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – OCTUBRE

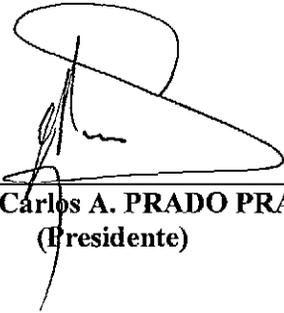
2015

RES-  
M748  
Cva  
S.L

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL CAMBIO DE MÉTODO DE OPEN STOPING A CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL EN LA VETA ATAHUALPA-LOLA DE LA MINA PODEROSA”**

**RECOMENDADO : 13 DE OCTUBRE DEL 2015**

**APROBADO : 26 DE OCTUBRE DEL 2015**



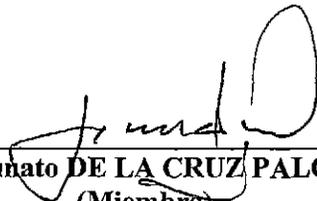
**MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO**  
**(Presidente)**



**Ing. Grover RUBINA SALAZAR**  
**(Miembro)**



**Ing. Miguel PRADO ARONÉS**  
**(Miembro)**



**Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**  
**(Miembro)**

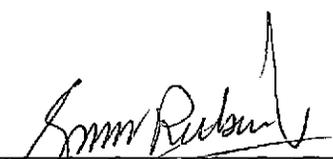


**Ing. FLORON YANGALI GUERRA**  
**(Secretario Docente)**

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 26 de octubre del 2015, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller Gabriel CUADROS AQUINO, con la Tesis Titulado "EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL CAMBIO DE MÉTODO DE OPEN STOPING A CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL EN LA VETA ATAHUALPA-LOLA DE LA MINA PODEROSA", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO  
(Presidente)



Ing. Grover RUBINA SALAZAR  
(Miembro)



Ing. Miguel PRADO ARONÉS  
(Miembro)



Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO  
(Miembro)



Ing. FLORINDA CANGALI GUERRA  
(Secretario Docente)

## **DEDICATORIA.**

*A Dios, por darme la vida,  
Por darme salud y la oportunidad  
de desarrollarme como profesional y persona.*

*A mis padres, Gerardo y Alvina, por su tesón  
y casi obsesión en la búsqueda de un mejor futuro  
para sus hijos dándonos la mejor herramienta:  
La educación y el afán constante de aprender  
y buscar nuevos conocimientos.*

*A mi querido hijo Eishin Ibraim quien  
me dio apoyo moral, y con su paciencia  
y alegría motivaron los días de trabajo que  
día a día lo realizo.*

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar agradecer a todo el grupo que conforma CMPSA, para los Ingenieros: Wilder Huamán Montes, Miguel Calcine corrido, Miguel Miranda Mondargo, Abram Navarro Chavarria y mi gran amigo Manuel Juárez por compartir los conocimientos y apoyo incondicional.

A todo el grupo que conforma la contrata NEW HORUS SAC y ECM COLSAN EIRL, muy especialmente al Ing. Felipe Huarcaya Mayorga, Colvert Sánchez Zavaleta.

Este tiempo compartido fueron llenos de experiencias nuevas día a día, ya que la minería es una actividad, llena de riesgos y a su vez muy dinámica, la experiencia de todos los trabajadores fue muy importante, ya que de ellos aprendí mucho.

También un agradecimiento muy especial a mis colegas los Ingenieros Rony Huarcaya Martínez, Brant Neyra Neyra, Frank Palomino Villanueva y Edgar Moncada García.

No podía dejar de mencionar a una de las personas que me inculco muchos concejos y brindó su experiencia en la rama de la minería, el ingeniero Pablo Saavedra Bendezu, un ejemplo de minero con carácter fuerte para el manejo de personal y a la vez muy noble a la hora de aconsejar, para salir adelante en el sendero de la vida. A su vez agradecer a toda la plana de ingenieros de New Horus.

**MUCHAS GRACIAS**

## **RESUMEN**

El presente trabajo de tesis, se ha desarrollado con la finalidad de cambiar el método del Open Stopping con el método de corte y relleno convencional en la Veta Atahualpa – Lola, unidades de la Cía. Minera Poderosa S.A para cuyo efecto el trabajo está dividido en 6 capítulos cuyo detalle es:

**El capítulo I.- Aspectos Generales.** Contiene acápite referidos a ubicación accesibilidad de la mina, clima, fisiografía, antecedentes, organización, etc.

**El capítulo II.- Geología** describe la geología regional, estructural, local y económico, donde estudia las características geológicas del yacimiento y muestra la cantidad de reservas minerales que posee el yacimiento los cuales serán explotados según el proyecto de explotación propuesto.

**El capítulo III.- Evaluación Geomecánico:** hace la caracterización del macizo rocoso en el nivel 2550 y determina las clases de roca, los esfuerzos actuantes y su tiempo de autosostenimiento, los cuales constituyen los parámetros importantes en la aplicación del método de explotación.

**El capítulo IV.- Método de explotación del Open Stopping.** – Describe el método de explotación anterior, señalando el ciclo de minado, sus ventajas y desventajas y su rendimiento y costos.

**El capítulo V.-** Método de explotación del corte y relleno ascendente convencional. Es el método propuesto y aplicable de acuerdo a las características geomecánicas del nivel 25550 de la Veta Atahualpa - Lola donde se explotará el mineral existente, describiendo el ciclo de minado, el personal, equipos requeridos y el costo que es menor y su rendimiento mayor en comparación del método del open stoping.

**El Capítulo VI.-** Evaluación económica – financiera. Se realiza en este capítulo la inversión necesaria para llevar a cabo el proyecto de explotación, se evalúa en base a indicadores económicos como el Van y TIR, se efectúa el análisis de sensibilidad y se llega a la conclusión de que el proyecto de explotación muy rentable.

## **INTRODUCCIÓN**

La aplicación de un determinado método de explotación subterránea de un yacimiento está condicionada a las características geomecánicas del macizo rocoso en la que se emplaza, al rendimiento del método expresado en toneladas de mineral, recuperación selectividad, bajos costos y seguridad.

Por otro lado, las reservas de mineral pueden disminuirse debido a la baja cotización del metal aurífero en el mercado internacional. En razón de que varía el cut off y parte de las reservas pasa a ser mineral marginal.

Los aspectos económicos señalados repercuten en la rentabilidad de la empresa y hace que se cambie el método de explotación por de mayor rendimiento, que es el único parámetro que haga frente tanto a dicha baja de precios y al incremento de costos.

La Mina Atahualpa-Lola tiene reservas minerales de buena ley y deben ser explotados aprovechando todavía los precios actuales del oro, puesto que la desaceleración de la economía de los países compradores puede continuar en los próximos años que puede repercutir en el Perú haciendo que muchas minas paralicen sus operaciones.

# CONTENIDO

DEDICATORIA.

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

INTRODUCCION

Pág.

CAPITULO I.- ASPECTOS GENERALES.....	1
1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.....	1
1.2.- CLIMA Y VEGETACION.....	2
1.3.- FISIOGRAFIA.....	2
1.4.- ANTECEDENTES.....	4
1.5.- RECURSOS.....	5
1.6.- METODO DE TRABAJO .....	7
1.7.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	8
1.8.- JUSTIFICACION.....	8
1.9.- OBJETIVOS.....	9
1.10.- ORGANIZACIÓN.....	10
CAPITULO II.-GEOLOGIA .....	11
2.1.- GEOLOGIA REGIONAL.....	11
2.1.1.- ESTRATIGRAFIA.....	14
2.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	20
2.3.- GEOLOGIA LOCAL.....	24
2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA.....	28
2.4.1.- GENESIS Y PARAGENESIS.....	28
2.4.2.- MINERALIZACION.....	28
2.4.3.- ALTERACIONES.....	29
2.4.4.- CONTROL MINERALOGICO.....	30
2.4.5.- RESERVAS MINERALES .....	32

<b>CAPITULO III.- EVALUACION GEOMECANICO.....</b>	<b>34</b>
<b>3.1.- MAPEO GEOMECANICO EN EL NIVEL 2550.....</b>	<b>34</b>
<b>3.2.- ESTUDIO DE LAS CARACTERISTICAS FISICAS Y MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO .....</b>	<b>35</b>
<b>3.2.1.- PROPIEDADES FISICAS DE LA ROCA.....</b>	<b>35</b>
<b>3.2.2.- PROPIEDADES GEOMECANICAS DEL MACIZO ROCOSO...</b>	<b>36</b>
<b>3.3.- CARACTERIZACION Y MODELACION DEL MACIZO ROCOSO</b>	<b>41</b>
<b>3.3.1.- INFLUENCIA DE LOS ESFUERZOS EN EL NIVEL 2550.....</b>	<b>41</b>
<b>3.3.2.- ANALISIS DE ESFUERZOS MEDIANTE SOFTWARE PHASE</b>	<b>44</b>
<b>3.3.3.- ANALISIS DEL MACIZO ROCOSO MEDIANTE EL PROGRAMA ROCLAB.....</b>	<b>49</b>
<b>3.4.- SISTEMAS DE EVALUACION GEOMECANICO.....</b>	<b>50</b>
<b>3.4.1. - RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION) .....</b>	<b>50</b>
<b>3.4.2. - RMR .....</b>	<b>52</b>
<b>3.4.3.- SISTEMA Q (NGI).....</b>	<b>53</b>
<b>3.4.4.- CLASIFICACION DE GSI (GEOLOGYCAL STRENGTH INDEX.....</b>	<b>56</b>
<b>3.5.- DISEÑO DE SECCIONES DE LABORES SUBTERANEAS Y APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO.....</b>	<b>59</b>
<b>3.5.1.- EVALUACION GEOMECANICA DE LABORES DE EXPLOTACION.....</b>	<b>62</b>
<b>CAPITULO IV.- METODO DE EXPLOTACION DEL OPEN STOPING....</b>	<b>63</b>
<b>4.1.- DESCRIPCION DEL METODO DEL OPEN STOPING.....</b>	<b>63</b>
<b>4.1.1.- TAJEOS ABIERTOS ASCENDENTES .....</b>	<b>64</b>
<b>4.1.2.- SOSTENIMIENTO EN TAJEOS.....</b>	<b>68</b>
<b>4.1.3.- VENTILACION.....</b>	<b>70</b>

4.1.4.- COSTOS DE EXPLOTACION DEL OPEN STOPING.....	71
<b>CAPITULO V.- METODO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO</b>	
<b>ASCENDENTE CONVENCIONAL.....</b>	<b>72</b>
5.1.- METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	
CONVENCIONAL.....	72
5.2.- PREPARACION.....	73
5.3.- EXPLOTACION.....	73
5.3.1.- PERFORACION.....	73
5.3.2.- VOLADURA.....	75
5.3.3.- LIMPIEZA.....	75
5.3.4.- RELLENO.....	75
5.3.5.- SOSTENIMIENTO.....	76
5.3.6.- VENTILACION.....	76
5.4.- PERSONAL.....	76
5.5.- EQUIPOS.....	77
5.6.- RENDIMIENTOS.....	77
5.7.- COSTO DE EXPLOTACION.....	77
<b>CAPITULO VI.- EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA.....</b>	<b>79</b>
6.1.- VIDA DE LA MINA .....	79
6.2.- VALOR DE LA PRODUCCION.....	79
6.3.- DEPRECIACION DE ACTIVOS.....	80
6.4.- COSTO DE PRODUCCION.....	80
6.5.- INVERSIONES.....	81
6.6.- FINANCIAMIENTO DE LA INVERSION.....	81
6.7.- CRONOGRAMA DE INVERSIONES.....	81
6.8.- ESTADOS FINANCIEROS.....	82

6.9.- EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA.....	83
6.9.1.- VALOR ACTUAL NETO (VAN).....	83
6.9.2.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).....	83
6.9.3.- PERIODO DE RECUPERACION DEL CAPITAL.....	84
6.10.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD.....	84
6.10.1.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS.....	84
6.10.2.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS.....	84
6.11.- RESULTADOS DE LA EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA.....	86
CONCLUSIONES.....	87
RECOMENDACIONES.....	89
BIBLIOGRAFIA.....	90

# **CAPITULO I**

## **ASPECTOS GENERALES**

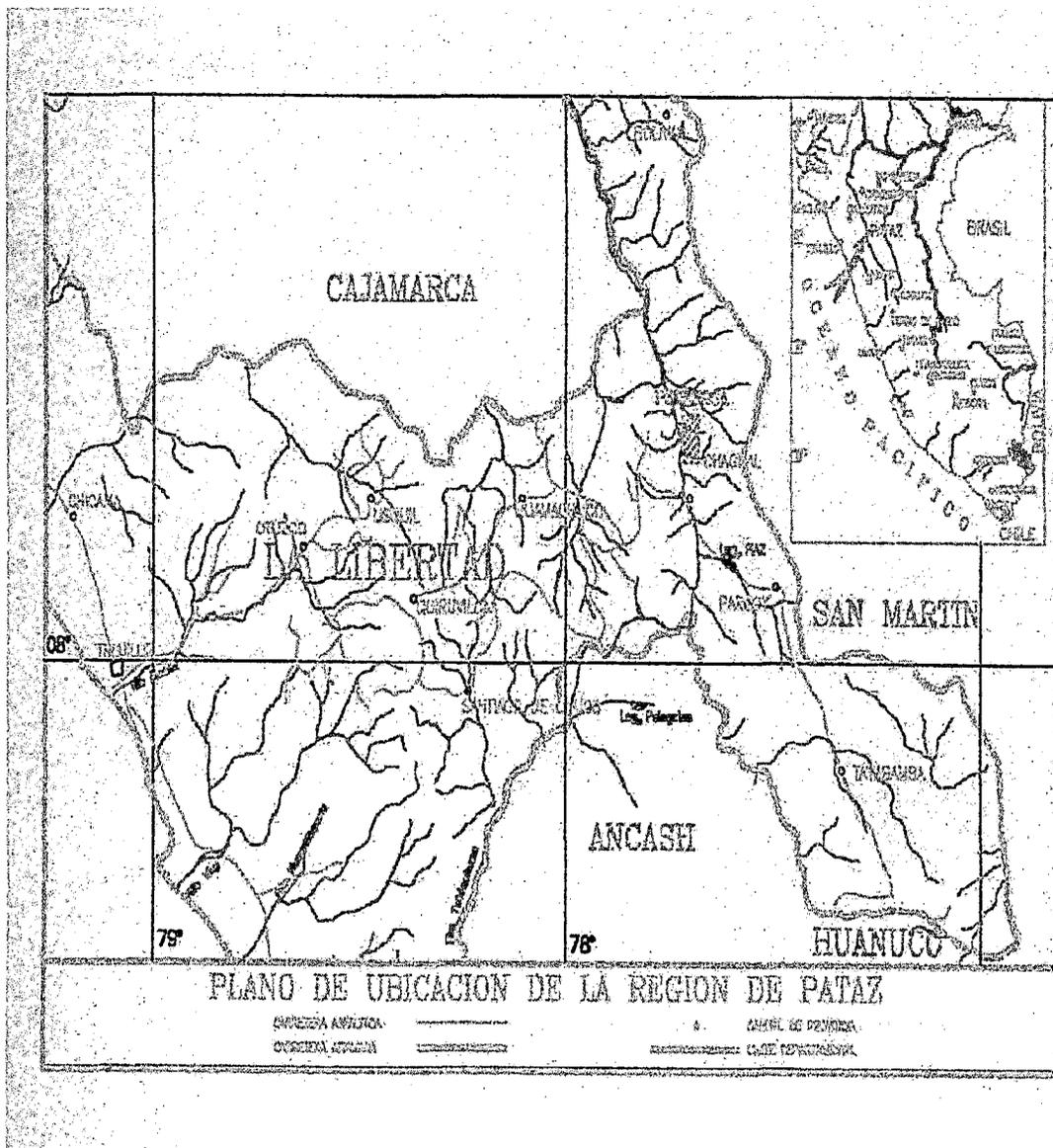
### **1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.**

Compañía Minera Poderosa S. A. se encuentra ubicada en el Departamento de La Libertad, Provincia y Distrito de Patáz, en el Caserío de Vijus (Ver plano N° 1). El área está determinada por las siguientes coordenadas geográficas:

77° 35' a 77°40' de longitud Oeste

7° 40' a 7° 45' de latitud Sur

Geográficamente corresponde a la margen oriental del río Marañón, ubicándose a 16 Km al Norte del puente de Chagual. Las instalaciones, se ubican en la microcuencas del río Tingo, afluente menor del río Marañón, y sus quebradas tributarias llamadas El Oso, Chorro Blanco y Santa Filomena.



UNSCH		
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL		
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
<b>UBICACIÓN Y ACCESO</b>		
DIBUJO: G.Cuadros Aquino	ESCALA: Indicada	PLANO N°  1
FECHA: Agosto 2015		

Geográficamente corresponde a la margen oriental del río Marañón, ubicándose a 16 Km. al Norte del Puente Chagual.

El acceso a la mina desde la ciudad de Lima se realiza por vía terrestre y vía aérea, conforme se indica en el cuadro siguiente:

#### VIA DE ACCESO MINA PODEROSA

Tramo	Distancia (Km)	Tipo de Vía	Tiempo (hr)	Distancia desde Lima (Km)
Lima- Trujillo	580	Asfaltada	8	580
Trujillo-Pte. Chagual	340	Afirmada	15	920
Pte. Chagual-Vijus	16	Afirmada	1	936
Lima - Chagual	470	Vía Aérea	1:30	470

## 1.2.- CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima de la zona varía entre cálido a templado caracterizándose por tener una estación de lluvias intensas entre los meses de noviembre y abril, seguida de una época de sequía relativa durante el resto del año; el periodo de mayor precipitación pluvial se produce entre los meses de enero y marzo.

La zona en descripción que forma parte de la cordillera oriental así como el clima, la vegetación también varía de acuerdo a las estaciones del año, cuando este flanco recibe las primeras lluvias del verano se puede observar la gran vegetación del tipo herbáceo y otras propias de la zona así como también los sombríos de diferentes especies.

### 1.3.- FISIOGRAFÍA.

Toda la región es de una fisiografía sumamente accidentada, con quebradas y ríos encañonados. Los flancos de las quebradas como la Lima y el Tingo son de pendientes abruptas muy difíciles para el acceso sin trochas; este factor dificultó notablemente el reconocimiento de los afloramientos de las estructuras mineralizadas.

La unidad minera se ubica en el flanco oeste de la cordillera oriental sobre el río Marañón. La característica más importante del valle es la presencia de fuertes pendientes en sus flancos, variando en promedio entre 20% en la parte baja del valle y 35% en la zona más escarpada hacia las cumbres, estos flancos se extienden en forma continua por decenas de kilómetros. Las quebradas tributarias del río Marañón, tales como la Lima y el Tingo, son de pendiente abrupta y de difícil acceso.

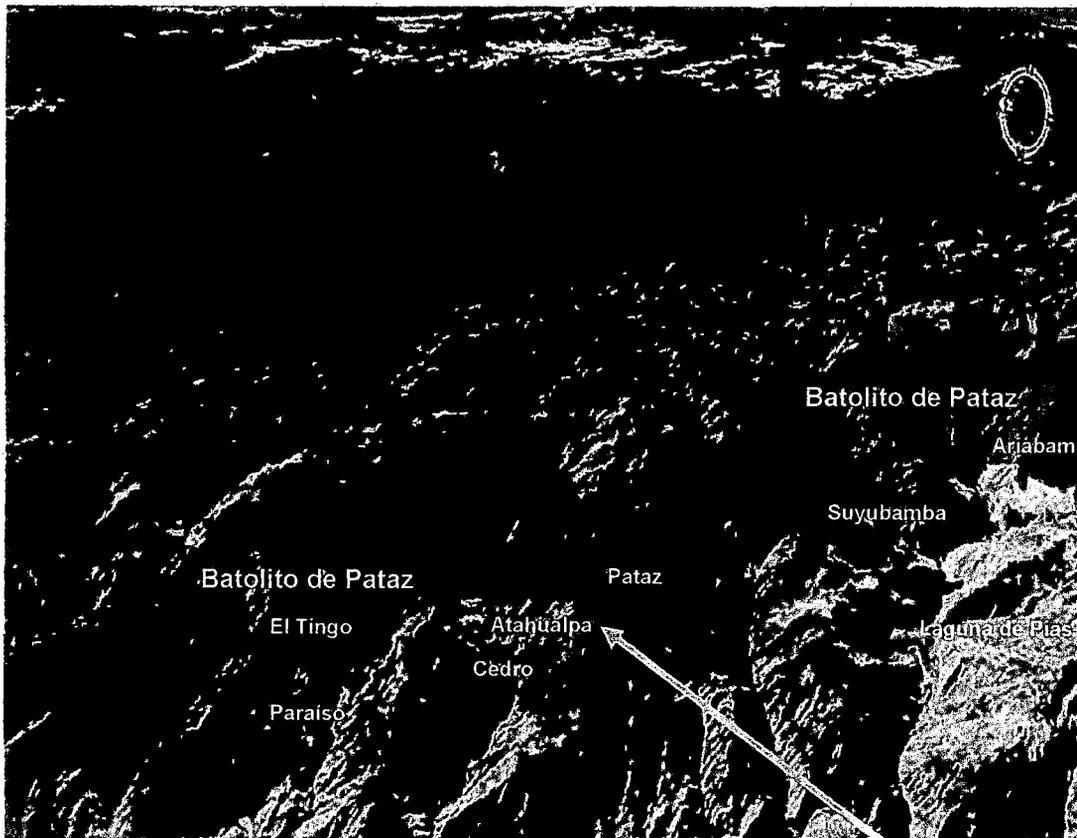


Figura N° 1 : Ubicación de Minera Poderosa unidad Atahualpa.

#### **1.4.- ANTECEDENTES.**

Con referencia a la actividad minera desarrollada en la época preincaica los primeros cronistas y geógrafos hacen mención de las minas de Zaruma al norte de Tumbes y de Patáz que fueron los que abastecieron oro a los orfebros de Chimú. También se pueden tomar como referencia las ruinas del Gran Pajatén y otras ciudadelas antiguas descubiertas al este de la provincia de Patáz, que demuestran la actividad minera de esta zona. Durante el incanato la actividad minera se ha desarrollado muy limitadamente. TARNAWIEKI (1929) informa sobre el hallazgo de herramientas de madera y grandes muros de roca, por otro lado se puede observar en la parte superior de la unidad de El Tingo un camino del inca que probablemente unía Buldibuyo con Cajamarca.

Durante la colonia a principios del siglo XVIII se trabajaron las minas de Patáz entre ellos San Francisco, San Lorenzo, El Tingo fundándose el pueblo de Patáz el año 1770. En los últimos años de la colonia y a principios de la republicana, la explotación aurífera disminuye considerablemente debido al agotamiento de los minerales con oro libre, siendo muy bajas las recuperaciones por amalgamación.

Al empezar el siglo anterior la Northern Perú Mining and Smelting Company S.A. trabaja en la veta de San Francisco de Patáz, y explora hacia el norte entre ellos la veta Choloque de El Tingo hasta las vetas de la Lima abandonando este proyecto al no obtener resultados favorables. Posteriormente entre 1,936 y 1,960 la Compañía Sindicato Minero de Parcoy S.A. explota las vetas de San Francisco, Esperanza, El Tingo y otras.

En 1980 la Compañía Minera Poderosa S.A. instala una moderna planta de cianuración en el caserío de Vijus a orillas del río Marañón con una capacidad de tratamiento de 180 TMS/día explotando inicialmente las vetas de La Lima en la actualidad además de La Lima se encuentra en explotación las vetas de Papagayo, el de Atahualpa y Consuelo.

## **1.5.- RECURSOS:**

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

El yacimiento aurífero conformado por varias estructuras mineralizadas como: Jimena, Papagayo, Consuelo, Atahualpa, Lola, constituye el recurso natural y que es objeto del presente trabajo.

### **B.- ENERGÉTICOS:**

La zona cuenta con un vasto potencial hidroeléctrico (El Tingo) dadas las fuertes pendientes y recursos hídricos existentes. Actualmente ya se cuenta con el funcionamiento de un generador hidroeléctrico cuya capacidad es de 1500 KW que suministra energía a las diferentes unidades y campamentos.

### **C.- HÍDRICOS:**

El área cuenta con suficientes recursos hídricos como para garantizar el normal desenvolvimiento de las operaciones mineras, consumo humano, beneficio de minerales y generación de energía hidroeléctrica.

### **D.- MANO DE OBRA:**

La insuficiente mano de obra especializada en minería hace que sea difícil

contar personal calificado y con experiencia, por lo que se están capacitando y entrenando al personal joven de la zona de influencia de la Unidad.

#### **E.-OTROS:**

##### **Madera:**

Las localidades de Cochabamba y Moyán son las principales proveedoras de madera en bruto y aserrada; ellas cuentan con una reserva para abastecer la demanda de las 4 más importantes unidades de la zona durante los 10 años siguientes a un ritmo de consumo similar al actual.

##### **MATERIALES E INSUMOS:**

Los materiales e insumos son transportados directamente desde Lima y Trujillo vía terrestre.

##### **Comestibles:**

En la zona se consiguen algunos productos: frutas, verduras y tubérculos, el resto se compra generalmente en Trujillo. Se ha implementado un programa de asistencia técnica y económica dirigida a los pequeños agricultores del área para que abastezcan las necesidades alimenticias.

## **LÍNEAS DE AIRE COMPRIMIDO Y AGUA.**

La casa compresora se encuentra en el nivel 2190, con una capacidad instalada de 4150 CFM, se cuenta con las siguientes compresoras:

- |                |          |
|----------------|----------|
| a) ET-5 N° 1   | 850 CFM  |
| b) IR-715 N° 1 | 850 CFM  |
| c) ET-5 N° 5   | 850 CFM  |
| d) AC- 1600    | 1600 CFM |

La red principal está debidamente instalada con tuberías de Alvenius de 6" hasta el nivel 2600 y con tuberías de 4" hasta el nivel 2550.

El agua para la perforación se capta de la bocamina del nivel 2800 y luego es llevado por tuberías de polietileno de 2" hasta un dique que se encuentra en interior mina, en el nivel 2650 y de aquí se distribuye para toda la mina.

### **1.6.- MÉTODOS DE TRABAJO.**

Para el desarrollo del trabajo se realizaron trabajos de campo y gabinete. Los trabajos de campo consistieron en el mapeo levantamiento geomecánico en el nivel 2550, toma de datos sobre los ciclos de explotación, performance de equipos, personal y costos.

El trabajo de gabinete comprendió en el análisis de datos, confección de planos geomecánicos y diseño del tajeo mediante la aplicación de corte y relleno ascendente convencional y finalmente la redacción del trabajo de tesis.

## **1.7.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.**

La explotación de la veta Atahualpa – Lola en el nivel 2550 se viene dando con el método de Open Stopping, debido a la buena competencia de las cajas, pero tiene el inconveniente de ser peligrosa porque el avance del corte es sobre plataformas de madera y es de bajo rendimiento y de mayores costos por lo que es necesario cambiar con otro método de mayor rendimiento y en el Nivel 2550 las cajas son de baja competencia y el método adecuado es el Corte y Relleno Ascendente.

## **1.8.- JUSTIFICACIÓN.**

Las reservas actuales existentes debajo del Nivel 2550 deben ser explotados aprovechando la cotización del oro en el mercado mundial que de acuerdo a pronósticos del banco mundial este año y los dos siguientes años todavía se mantendrá en valores relativamente altos y por lo tanto dará altas utilidades al CIA Minera PODEROSA.

## **1.8.- OBJETIVOS.**

### **a.- OBJETIVOS GENERALES:**

- Reducir los costos y aumentar la eficiencia de los tajeos.
- Poder explotar el block de explotación en el menor tiempo.

### **b.- OBJETIVOS ESPECÍFICOS:**

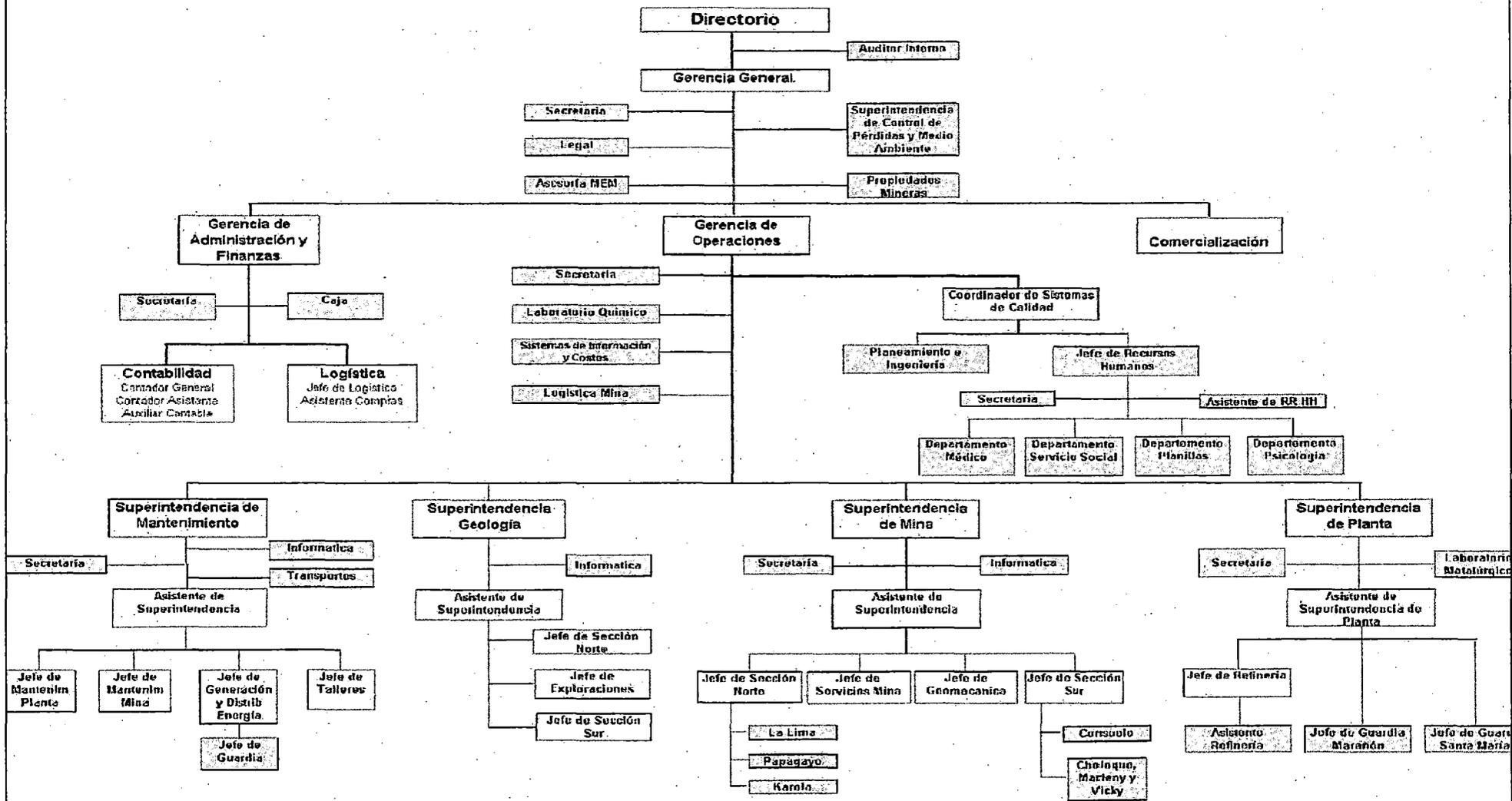
- Conocer como contribuye un método adecuado de explotación, para el control de costos y disminuir los accidentes.
- Obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas.

- ~~Aplicar el método de explotación de corte y relleno ascendente convencional de mayor rendimiento en la Veta Atahualpa.~~
- Servir de tema para obtener el título profesional de ingeniero de minas.

### **1.9.- ORGANIZACIÓN.**

La Mina Poderosa cuenta con un tipo de organización lineal el cual se observa en la Lámina N° 1.

# ORGANIGRAMA



## **CAPITULO II**

### **GEOLOGIA**

#### **2.1.- GEOLOGIA REGIONAL.**

La geología de la zona de Patáz está compuesta por diferentes series de basamento con metamorfismo de bajo grado del Proterozoico y Paleozoico inferior a terciario inferior con rocas vulcano - clásticas casi sin deformar el terciario superior (Ver plano N° 2).

Este basamento está incluido dentro del Batolito de Patáz a lo largo de toda la zona fracturada. La formación del Batolito es de la edad Paleozoico de alrededor de 300 millones de años del carbonífero superior. La fractura que dio origen a estas pulsaciones magmáticas fue del tipo inverso, producto de esfuerzos de compresión de la tectónica de placas (entre la placa Oceánica y la Continental), la inyección del magma que fue rellenando a esta falla con rumbo Norte-Sur fue predominante en calco alcalino (granodiorita).

Se ha podido detectar con la ayuda de los mapeos geológicos, 80 Km. de Batolito, teniendo una forma lenticular en sus extremos Sur y Norte, con un ancho variable que va de 3 a 8 Km.

El Batolito de Patáz contiene vetas de cuarzo-pirita, donde se encuentra normalmente el oro, asociado a la pirita y en pequeñas proporciones

asociado a la galena, escalerita y arsenopirita, se ha encontrado mineralización en rocas precámbricas y paleozoicas debido a la intrusión del Batolito en estas rocas en su formación, pero acentuándose más esta mineralización en las calizas Pucará en los contactos con el intrusivo y así formando disseminaciones de oro.

El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales una al Nor - Este que la pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina, se observa también Filitas siendo las rocas más antiguas que presentan cierto metamorfismo de contacto, la otra falla regional se ubica al Sur-Oeste pone al contacto con rocas del Paleozoico y Mesozoico de la formación Chota.

Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W, controlado con cizallas marginales y cabalgamiento de geometría lístrica. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación de orientación predominantes NW – SE.

# COLUMNA ESTRATIGRAFICA

Ma	ERATEMA	CROSOS (m)	CROSOS (m)	CROSOS (m)	CROSOS (m)	CROSOS (m)	LITOLOGIA	DESCRIPCION DE LAS FECES
2/96	CENEZOICO	QUATERNARIO	Holoceno	CALABRIANO	DEPOSITOS CUATERNARIO	50		DPTOS. ALUVIALES, COLUVIALES, FLUVIOGLAC. MORRENAS, ARENAS Y GRAVAS
105/185		CRETACICO	INFERIOR	ALBIANO	GPO. GOYLLARISQUISCA	200		ARENISCAS, CUARCITAS GRIS BLANQUISINAS
230/240	JURASICO	MEDIO			GPO. PUCARA	200		CALIZAS GRISES EN LA PARTE INFERIOR, CALIZAS MASIVAS CON CHERT Y DOLOMITAS EN LA PARTE SUPERIOR
		SUPERIOR						
260	TRIASICO	INFERIOR			GPO. MITO	250		ARENISCAS, CONGLOMERADOS Y LIMONITAS DE COLOR ROJO OSCURO CON NIVELES DE VOLCANICOS ROJIZOS VIOLACEOS
320/600	PALEOZOICO	PERMICO			FM. VOLC. LAVABEN	400		3er MIEMBRO: AGLOMERADOS, SILTITAS, ARENISCAS INTERCALADOS CON DACITAS Y BRECHAS
						500		2do MIEMBRO: DACITAS, TUFOS LITICOS Y BRECHAS
			CARBINIF. SUPERIOR			200	1er MIEMBRO: BASALTOS, ANDECITAS, TRAQUIANDECITAS Y BRECHAS LENTICULARES	
	PRE CAMBIANO	PROTEROZOICO	SUPERIOR 1		COMPLEJO METAMORFICO DEL MARAÑON	1200	FILITAS DE COLOR GRIS OSCURO A NEGRO EN LA PARTE POSIBLEMENTE MEDIA DEL QUE HACIA LA PARTE SUPERIOR SE INTERCALA CON ESQUISTOS VERDES CLORITIZADOS EN GENERAL Y CON CONTENIDO METAMORFICO DE TRAZAS DE PIRITA CON ALQUINOS NIVELES MASIVOS DE METAVOLCANICOS, O CON DEBILMENTE METAMORFIZADOS	
COLUMNA ESTRATIGRAFICA								LAMINA
DIBUJO: G. CUADROS A.						FECHA: Agosto 2015		Nº 02

### **2.1.1.- ESTRATIGRAFÍA.**

La columna estratigráfica de la provincia de Patáz, comprende en general varios miles de metros de rocas cuyas edades están comprendidas entre el Precambriano y el Terciario Superior, estando poco desarrollados los depósitos cuaternarios.

La estratigrafía en la zona de Patáz está conformada por rocas sedimentarias, volcánicas e intrusivas (ver lámina N ° 2), cuya descripción es como sigue:

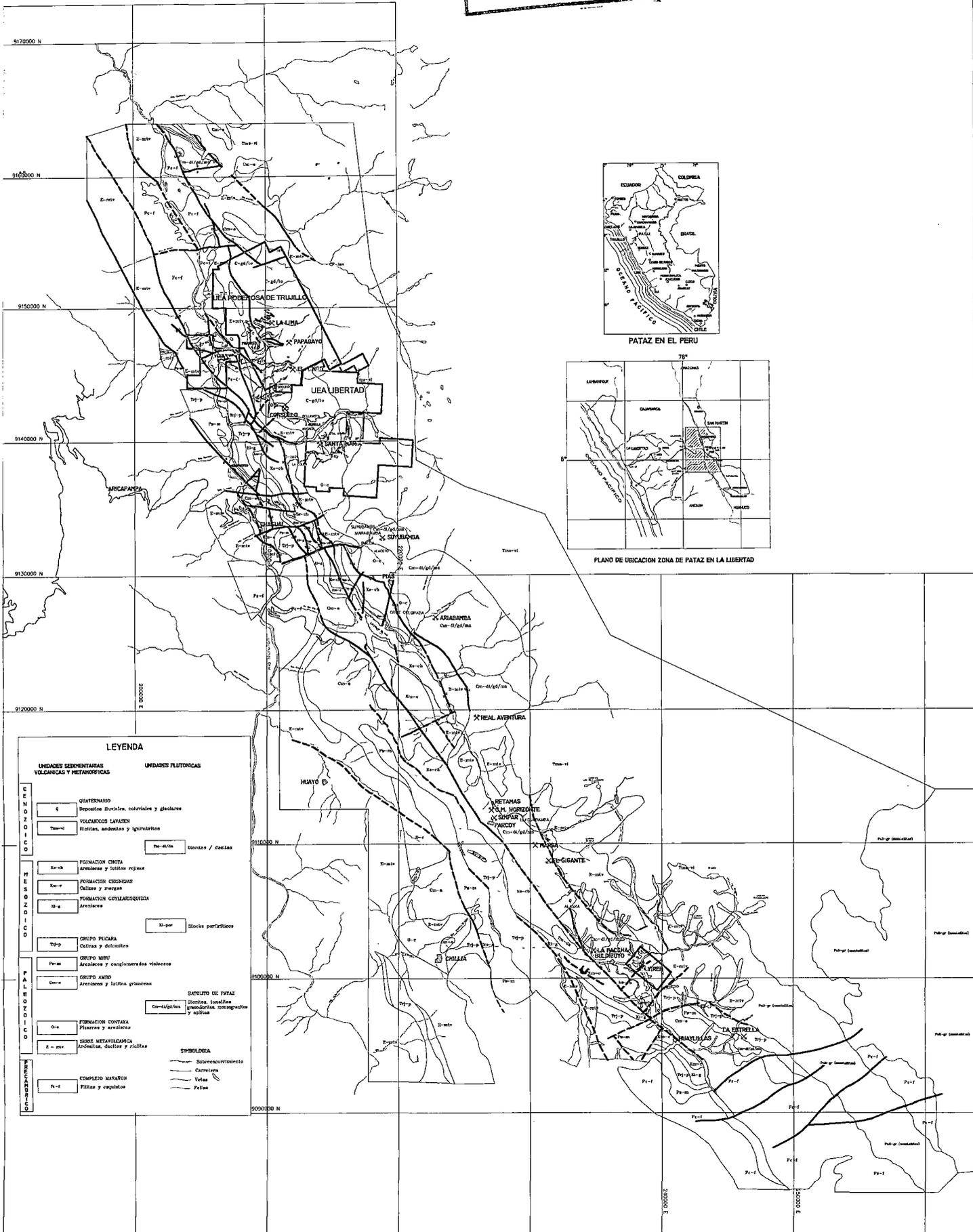
**Formación Contaya (D-e):** constituido por intercalaciones de lavas volcánicas, pizarras negras y con lutitas oscuras amarillentas.

**Grupo Mitu (Ps-m):** constituida desde su base hasta su horizonte superior por rocas volcánicas intercaladas con lutitas, areniscas, los volcánicos con pórfidos riolíticos, pórfidos traquíuticos, brecha andesíticas y aglomerados riolítico.

**Grupo Pucará (Tr-p):** litológicamente están constituidas por calizas de color gris claro, que se presentan en capas medianas y con estratificación ondulada y en la zona de Pataz se presentan con buzamiento de 30° a 60° NE y encontrándose bastante replegadas.

#### **CUATERNARIO:**

Conformado por depósitos aluviales y fluvio-glaciares, con depósitos morrénicos encima de 3,500 m.s.n.m. Igualmente a lo largo del valle del Marañón y sus tributarios, existen terrazas fluviales, sobrepasando algunas los 200 m de altura, estando conformadas por materiales generalmente angulosos y mal seleccionados.



**LEYENDA**

UNIDADES SEDIMENTARIAS VOLCANICAS Y METAVOLCANICAS	UNIDADES PLUTONICAS
Q QUATERNARIO Depositos fluviales, coluviales y glaciares	Stm-ds/ta Sotoliza / dacitas
Ch-v VOLCANICOS LAYASEN Riolitas, andesitas y ignimbritas	St-v FORMACION CHOTA Andesitas y lavas rojas
Ch-c FORMACION CHIRIQUIZA Calcitas y margas	St-p FORMACION GUYLLARQUIZA Andesitas
St-p GRUPO PUCHARA Calcitas y dolomitas	St-p Stocks porfiriticos
St-m GRUPO MITO Andesitas y conglomerados volcánicos	St-v BATOLITO DE PATAZ Granitos, tonalitas granodioritas, monzonitas y syenitas
St-a GRUPO AMBO Andesitas y lavas grises	
St-c FORMACION CONTAYA Pilasas y andesitas	
St-m GRUPO METAVOLCANICA Andesitas, dacitas y riolitas	
St-c COMPLEJO MASARON Filasas y esquistos	

**SIMBOLOGIA**

- Sobreelevamiento
- Carrilera
- Vial
- Ferrea

## **VOLCANICOS Lavasen (TM-vI).**

Está conformado por una serie de rocas volcánicas de más de 1500 m de ignimbritas, tobas y lavas piroclásticas, de composición esencialmente calco-alcalina, que cubren en discordancias erosional y angular el Batolito de Patáz y el complejo del Marañón respectivamente.

## **ROCAS INTRUSIVAS.-**

### **Batolito de Patáz:**

El principal cuerpo intrusivo de la región lo constituye el llamado Batolito de Patáz. Los afloramientos de este complejo ígneo cubren un área aproximada de 200 Km<sup>2</sup>, conformando una faja de más de 80 Km. de largo, con una orientación N 20-30°W. La forma de los afloramientos es en general alargada y lenticular, paralela a la dirección andina.

La composición de las rocas del Batolito es variable predominando la granodiorita, diorita y cuarzo monzonita. Es común encontrar en el Batolito presencia de diques aplíticos, andesíticos y xenolitos.

En el área de estudio predominan rocas ígneas generalmente u8ácidas. El stok porfirítico de cuarzo-monzonita que se encuentran en la parte central, es post-batolítica que intruye a la granodiorita que se encuentra en la periferia de la diorita. Aquí cabe señalar que la roca intermedia de diorita es la más antigua habiéndose emplazado antes de la granodiorita. A esta roca le sigue en edad el granito, que se encuentra entre la granodiorita y el stock porfirítico.

A continuación se hace una descripción macroscópica en forma descendente de rocas más antiguas a rocas más jóvenes.

**Diorita:**

Su ancho varía de 50 a 150 m. Con orientación promedio de W-S. Su contacto con la granodiorita no es muy claro. Con el pórfido cuarcífero es más definido. En algunos sectores pequeños se observan contactos fallados.

Por su alto contenido de minerales náficos como horblenda y biotita adopta color gris oscuro en superficie y tiende a ser verdusco por la presencia de clorita. El cuarzo se encuentra en una proporción menor de 10%, su textura es fanerítica.

**Granodiorita:**

Conforma el extremo oeste de la diorita, generalmente no tiene contacto bien marcado, se puede inferir un ancho de 700 m. Su orientación es análoga a la diorita. Su color es gris blanquecino por la alteración de la plagioclasa a arcilla. En otras muestras es ligeramente verdusco por la alteración de la biotita a clorita. Su textura es fanerítica (granular).

Mineralógicamente se observa cuarzo mayor de 10% las plagioclasas están en la misma proporción que los feldespatos, la biotita y horblenda.

**Pórfido de cuarzo monzonita.**

La parte superior de la quebrada de Culebrillas se ha desarrollado en el stock de pórfido de cuarzo monzonita con transmisión gradual a otros tipos de roca granito cuarcífero.

El stock aproximadamente de 1,000 Km. de radio es la más importante en el área de estudio por estar asociado a los procesos de alteración y mineralización de los depósitos auríferos. Esta parte del intrusivo está sumamente dislocado, roto o molido donde las rocas están prácticamente

colgados. Por la fuerte oxidación que se observa encima de la Veta Porvenir se conjetura que las soluciones piritosas se han infiltrado casi en todas las fracturas de la masa, siendo más importantes los filones mapeados.

La intrusión ha sido con asimilación de cristales de roca de formación temprana como diorita, granodiorita, diorita y precámbricas. Su color varía de gris claro a blanco porque inicialmente contenía minerales ricos en cuarzo y sílice.

En la pasta granular de una muestra a mano se observa más de 50% de fenocristales de cuarzo, biotita y hornblenda menor de 10%, cristales de feldespato potásico está en menor proporción que las plagioclasas. Cuando el porcentaje de feldespato es mayor que los feldespatos calcosódicos, entonces esta roca porfirítica pasa a granito cuarcífero. Su textura porfirítica se caracteriza por presentar diferentes tamaños de fenocristales de las partículas de la pasta total o parcialmente granular. Los cristales se ha llegado a medir hasta 1.5 cm. de tamaño

El stock porfirítico de cuarzo monzonita no ha sido posible diferenciarlo del granito cuarcífero y por ende mapearlo por el gran encape e inaccesibilidad que existe en la zona.

### **Granito.**

Se observa como un pequeño stock de forma irregular en la parte Sur – Oeste del área, está en contacto con granodiorita y diorita. Tiene diámetro promedio de 60 m, y está profundamente diaclasado por sistema de fallas en bloques y diaclasas que restan seguridad minera a los trabajos subterráneos.

El color de esta roca ígnea es gris-rosácea porque los feldespatos potásicos (ortosa) está en mayor porcentaje que los feldespatos calcosódicos cuarzo gris supera 10%, su textura es granular.

### **Diques pegmatíticos y apliticos.**

Forman filones que atraviesan toda la secuencia de rocas ígneas que se han descrito. Por frecuentar en el stock porfirítico de cuarzo monzonita, genéticamente se le asocia a este tipo de roca.

La pegmatita generalmente se orienta con rumbo N 35° - 80° W, buzamiento 30°- 35° NE, aflora con longitud variable de 2 a 3 cm. Su color va de gris claro a tono rosácea, texturalmente se observa granos de cuarzo incluidos en matriz de grano fino. Por su color la parte está constituida de ortosa.

Las aplitas se observa muy esporádicamente dentro de las áreas cubiertas por la vegetación, es fácil identificarlo por su color blanquecino y textura equigranular de grano fino de aspecto sacaroide.

Finalmente hacia el sector Este se denota un complejo ígneo de dimensiones batolíticas y de edad Cretásico Superior - Terciario Inferior,

## 2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

### 2.2.1.- TECTÓNICA DE LA ZONA.

#### A).- FALLAS VERTICALES

En la zona de estudio se han cartografiado las siguientes fallas verticales de tipo regional.

FALLA	AZIMUT	BUZAM.	AFLORAMIENTO
Uno – Dos	105°	90°	Q° La Lima
Simona	105°	90°	Q° La Lima
La Brava	88°	90°	Q° La Brava
Corihuarmi	110°	90°	Q° Papagayo
Sta. Filomena	120°	90°	C° San Antonio
San Antonio	115°	90°	C° San Antonio

De este fallamiento, la falla Uno-Dos y la falla Corihuarmi son las que tienen una relación más conocida y mejor definida con la mineralización; así entonces, la veta La Lima está asociada a la falla Uno-Dos y la veta Mercedes a la falla Corihuarmi.

La falla Corihuarmi una estructura de casi 1 Km. de longitud; ha sido reconocida entre las cotas 1934 y 2400. El ancho de la zona de falla varía entre los 2 y 3 m y está conformada esencialmente por roca granodiorita triturada al grado de milonita. Su salto es sinistral y de orden métrico.

La falla Uno-Dos aflora entre las cotas 2110 y 2700, corta a la veta La Lima en forma sinistral, con un salto de 120 m. Al igual que la falla Corihuarmi y la veta Mercedes, la veta La Lima manifiesta un mayor enriquecimiento en valores en la zona cercana a la falla Uno-Dos, ubicándose el clavo a ambos lados de esta falla.

#### **B).- FALLA DE ALTO ÁNGULO.**

Este fallamiento, con buzamientos que fluctúan entre 50° y 70° al Este no es muy frecuente en la zona. Las vetas exploradas en la quebrada El Tingo, manifiestan estas características, como por ejemplo las vetas Choloque y Luz. La primera ha sido reconocida en más de 1 Km. de longitud y entre cotas aproximadas de 2300 1970 m.s.n.m. constituyendo una veta con relleno de mineral económico.

#### **C).- FALLAS DE BAJO ÁNGULO.**

Se agrupa en este sistema, una serie de fallas de rumbo N-S y buzamientos menores de 50° al Este, que forman un paquete de fallas anastomosadas paralelas a la fosa del Marañón, con un ancho promedio de 3 Km. y una profundidad que supera los 1000 m verticales y los 2000 m según el buzamiento.

Es precisamente en estas fallas donde mayormente se emplaza la mineralización. La cinemática general de este fallamiento es bastante compleja ya que es evidente que ha sido afectada por tectónicas polifásicas que enmascaran los eventos anteriores, y cuyas características son discutidas en líneas posteriores.

#### **D).- FALLAMIENTO VERTICAL PRE-MINERALIZACIÓN**

Las diferentes vetas del sector, y específicamente las vetas La Lima y Mercedes, se encontrarían relacionadas a un fallamiento vertical que conforma parte de un sistema de fallamiento regional en bloques, de rumbo cercano al E-O. Así mismo, existe una fuerte relación entre estas

fallas y la mineralización ya que las zonas de mayor ley son generalmente cercanas a aquellas; pareciendo existir preferencia por la intersección entre el plano de falla sub - horizontal y las fallas verticales.

Se ha observado también en labores realizadas sobre la falla Corihuarmi en sectores alejados de la veta (Socavones Corihuarmi y Carlos en la quebrada Papagayo), que la falla se presenta rellena con una matriz de cuarzo macizo que suelda fuertemente fragmentos de roca cloritizados.

Según Volfson y Yakovlev (1982), estas características, así como su relación geométrica con la veta, evidencia una actividad hidrotermal temprana, anterior a la mineralización de las mismas, lo cual caracteriza a las fallas "metalíferas" conductoras de mineral.

Dataciones radiométricas realizadas por el método Ar 40 - Ar 39, por Lochmann D. Schreiber D., Stephan T., Jessberger (1990), indican una edad, para intrusiones monzograníticas del batolito de 321+-M.A., es decir pos-eoherciniana.

Si se agrega a esto el hecho de haberse encontrado rodados de intrusivo dentro de la secuencia del grupo Mitu (F. Cueva, 1991), es posible asumir para el fallamiento "metalífero" una edad tardiherciniana, con una tectónica en bloques similar a la reportada en el Perú Central por Mégard (1979).

#### **E).- FALLAMIENTO CONTEMPORÁNEO A LA MINERALIZACIÓN.**

Estudios mineragráficos realizados Miranda (1983) y Chavez (1990) en las vetas Mercedes y La Lima, han definido dos estados de mineralización de sulfuros asociados posiblemente a tectonismo intra-mineralización:

una primera etapa de cuarzo lechoso con cristalización euhedral donde la pirita es el sulfuro más común, presentándose como cristales idiomórficos de tamaños milimétricos y en cuyas microfracturas se alojan sulfuros de segunda fase, asociándose a esta última etapa, la precipitación de oro, electrum, galena y esfalerita.

#### **F).- FALLAMIENTO POST MINERALIZACIÓN.**

Estudios microtectónicos efectuados por el método de Carey, han permitido definir la existencia de tres fases tectónicas post-mineralización, las dos primeras compresivas, ubicadas dentro del Terciario, y una tercera etapa distensiva de una edad Cuaternaria.

Las dos primeras fases se manifiestan en cabalgamientos de segmentos de veta sobre otros, con el consiguiente incremento de potencias, el área "cabalgada", puede superar en algunos casos los 100 m de diámetro, lo cual es muy común en sectores de bajo buzamiento, caso del sector "María" en la veta Mercedes. La dirección del cabalgamiento es en general de Norte a Sur, congruente con la dirección de los esfuerzos que los originaron.

Se ha podido observar, tanto en la veta Mercedes como en la veta La Lima, planos de fallas normales, con una estriación no muy conspicua, y que afectan a fallamientos inversos anteriores. En algunos planos se aprecia también que las estrías normales "arrastran" estrías inversas más antiguas.

A diferencia de los eventos inversos anteriores, los cuales serían la causa de acortamiento N-S de la veta, este último fallamiento normal, originaría

el alargamiento N-S con la consiguiente formación de zonas de arrastre en la cual se observa fragmentos de mineral de diversos tamaños, que incluso llegan a tener valores económicos importantes.

La mayoría de las veces, los tramos de veta "cerrados" sin mineralización, se deben principalmente a "acuñamientos" producidos por este fallamiento, y no a una ausencia original del emplazamiento mineral, sus longitudes pueden superar los 100 m, después de los cuales se encuentra en algunos casos, el otro segmento fallado de la veta.

### **2.3.- GEOLOGÍA LOCAL.-**

El depósito de Poderosa, está hospedado en rocas granitoides del Batolito de Patáz (microdiorita, granodiorita y granito) de edad paleozoica (Ver plano N° 3). Está constituido por filones de cuarzo con concentraciones lenticulares de sulfuros principalmente pirita y contenidos de oro libre. Las concentraciones de mineral se presentan en forma de cuerpo mineralizado (Ore shoot) controlado por estructura de tipo lazo cimoides.

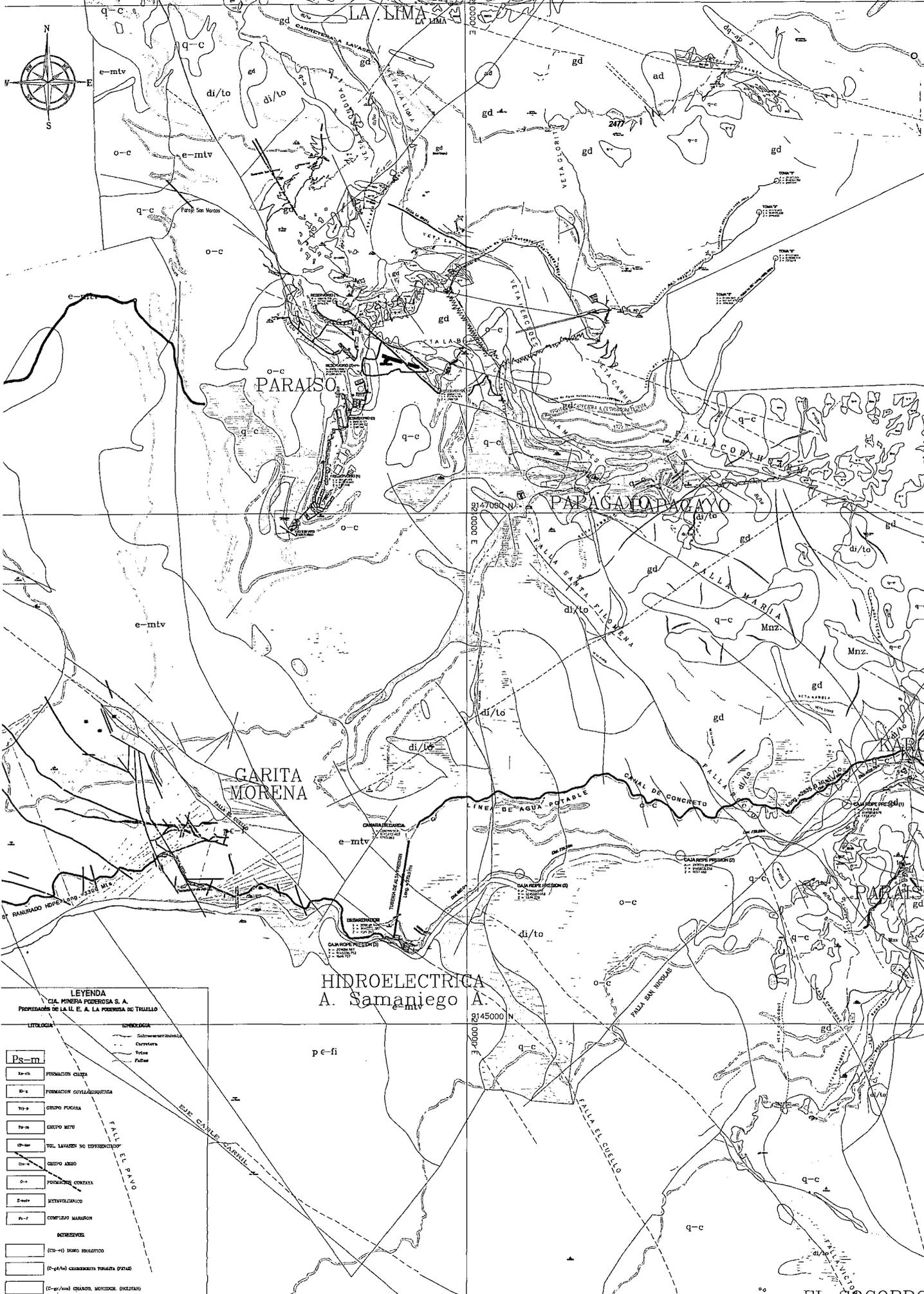
La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran afectadas por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo "Rosario" con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0.5 m a 10 m, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también hay fallas transversales de corto desplazamiento.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de bajo contenido de oro.

Las vetas Mercedes y la Lima presentan continuidad del orden de centenares de metros de los lentes de cuarzo - pirita, con espesores (potencias), alrededor del metro y leyes de 10 a 60 gr.Au/TM en promedio y presentan rumbos y buzamientos que puede variar en ciertos tramos; sin embargo en general estas estructuras mineralizadas tienen rumbos aproximados N - S y bajos a medios buzamientos al Este.

El desarrollo minero subterráneo de las vetas La Lima y Mercedes hacen evidente la forma lenticular de los filones, con espesores que van de unos cuantos cm. a 2 o 3 m, encontrándose localmente formación de lazos simoides y ramales. La longitud de los lentes es de alrededor de los 300 m tanto en sentido horizontal como en buzamiento.

Observando que el conjunto de las vetas y gracias al estado actual de laboreo minero tanto en superficie como en el subsuelo, es posible sumir que todas las estructuras, forman parte de un gran corredor de cizallamiento paralelo al contacto intrusivo-complejo, en el cual las estructuras están entrelazadas unas a otras, es decir que éstas no están aisladas e individualizadas, sino más bien serían parte de una megabrecha de cizallamiento con buzamiento al Este, en el cual el bloque oriental, conformado por el batolito, habría cabalgado sobre el basamento precambriano.



**LEYENDA**  
 CIA. MINERA PODEROSA S. A.  
 PROPIEDAD DE LA I. E. A. LA PODEROSA DE TRUJILLO

LITOLOGIA	SINCLINAL
Ps-m	Subvolcanicos
ps-cb	Curvatura
ps-e	Fallas
ps-p	
ps-m	
ps-l	
ps-a	
ps-b	
ps-c	
ps-d	
ps-e	
ps-f	
ps-g	
ps-h	
ps-i	
ps-j	
ps-k	
ps-l	
ps-m	
ps-n	
ps-o	
ps-p	
ps-q	
ps-r	
ps-s	
ps-t	
ps-u	
ps-v	
ps-w	
ps-x	
ps-y	
ps-z	

**INTERESES**

(C-1)	BOMBO HIDROELECTRICO
(C-2)	CERRAMIENTO TUBERIA (OTRAS)
(C-3)	QUILAS, MONEDAS, DOLITAS

**HIDROELECTRICA**  
**A. Samaniego A.**

Revisado x	Fecha	Firma	Observaciones

CNPSA COMPANIA MINERA PODEROSA S.A.

**PLANO GEOLOGICO LOCAL**

Solicitó	CMPSA	Diseño	CMPSA	Revisó	---	Escala	1/10000	PLANO:
Topogr.	CMPSA	Dibujo	---	Aprobo	---	Fecha	01-08-15	<b>03</b>

## **2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA.-**

### **2.4.1.- GENESIS Y PARAGENESIS.**

La geometría lenticular de los filones, la presencia de estructuras de intercrecimiento así como la estructura interna de la veta, observándose el relleno secuencial de las fracturas por los sulfuros en paragénesis, hacen evidencia pues que las vetas de Patáz se han originado por procesos hidrotermales post-magmáticos asociados a un evento metalogénico definido, relacionado al emplazamiento del Batolito de Patáz, esta asociación espacial entre batolito y mineralización permitiría definir a este cuerpo intrusivo como un metalotecto.

La secuencia paragenética en el yacimiento es como sigue:

- 1 Cuarzo lechoso.
- 2 Marmatita.
- 3 Pirita
- 4 Cuarzo gris.
- 5 Esfalerita.
- 6 Galena.
- 7 Pirita.
- 8 Limonita.

### **2.4.2.- MINERALIZACION.**

El ensamble mineralógico de las vetas de Patáz, constituye una asociación típica mesotermal (250 - 350 C°) de cuarzo - pirita - oro.

**Oro:** El oro se encuentra libre en los bordes de los granos de sulfuros y rellenando microfracturas. También se encuentra en asociación con plata, formando electrum, con porcentajes variados. Se le observa comúnmente

rellenando fracturas en pirita o en los contactos galena - pirita y/o esfalerita - pirita.

**Pirita ( $S_2Fe$ ):** Constituye el sulfuro más común, observándose mayormente en cristales subhedrales y anhedrales y con bordes corroídos por los sulfuros posteriores como la galena y esfalerita.

**Galena ( $SPb$ ):** Se ha observado relleno de galena en microfracturas de pirita, arsenopirita y esfalerita en algunos casos.

**Esfalerita ( $SZn$ ):** Se encuentra relleno microfracturas de cuarzo y pirita.

**Arsenopirita ( $SFeAs$ ):** Se le encuentra mayormente atravesando pirita y esfalerita, bordeándola o corroyéndola.

**Calcopirita ( $S_2CuFe$ ):** Aparece relleno fracturas de cuarzo y pirita y mayormente como exsolución en esfalerita.

**Otros:** Estudios mineragráficos realizados por Miranda (1981, 1983) reportan la presencia de molibdenita, magnetita, ilmenita, cobaltita y pirrotita. Se ha observado en vetas de la zona de Ariabamba la presencia de oligisto micáceo.

#### **2.4.3.- ALTERACIONES.-**

Se puede observar las alteraciones notablemente en las cajas de cada estructura, identificando las siguientes:

**La Sericitización,** que se ha reconocido en las diferentes vetas que se están trabajando actualmente, son de un color blanquecino, untuoso al tacto y que generalmente se observa en los niveles superiores de las vetas, cuando se tiene este tipo de alteraciones dentro de la veta se han

encontrado en muchos casos valores de oro de altas leyes, considerándose un control mineralógico muy importante.

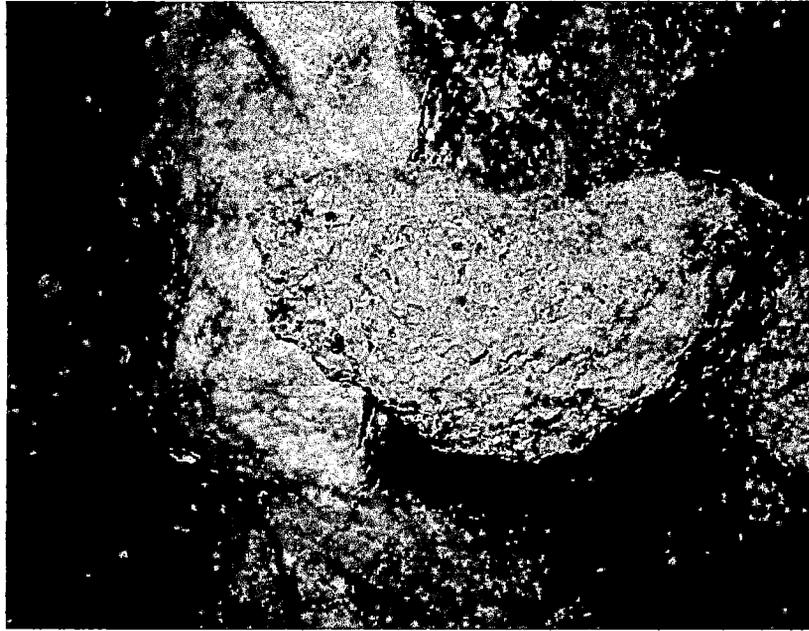
**La Propilitización**, este tipo alteración es muy común encontrarla con este tipo de yacimiento, ligada a los clavos mineralizados. La propilita es verdosa, tiene pirita en buena cantidad, arsenopirita y calcita diseminada y en vetillas, la propilitización es de menor temperatura y generalmente se encuentra junto a la veta o dentro de esta.

**La Silicificación**, que es puntual y muy rara, dentro de las vetas en las rocas se halla como un dato y no es un control litológico importante.

#### **2.4.4.- CONTROL MINERALÓGICO.**

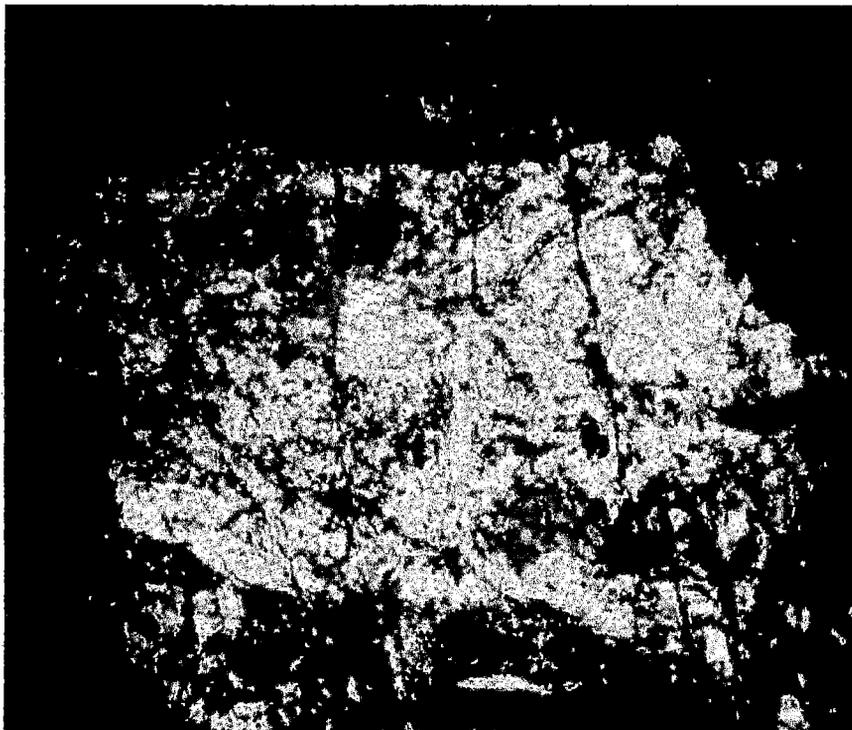
Los valores económicos auríferos presentan una relación directa con los diferentes tipos texturales los mismos que están asociados a los diferentes eventos mineralógicos y tectónicos, así se ha podido establecer.

- **Como Cuarzo I**, lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- **Cuarzo II con Pirita I**, color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.



Pirita aurífera

- **Cuarzo III con Pirita II**, de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.



Cuarzo conteniendo Oro

- **Cuarzo IV con Pirita III**, de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas, la galena y la escalerita, son favorables a la formación del oro.

La calcita se ha cristalizado posterior a todos los minerales, esto indica un ambiente de baja temperatura, la calcita es un control negativo, en profundidad la calcita tiende a disminuir por el aumento de temperatura y aumenta el oro.

#### **2.4.5.- RESERVAS MINERALES.-**

Considerando un Cut Off operacional de 5.2 Au gr/TM, se tiene reservas minerales cubicadas al 31 de diciembre del 2014, como se muestran en los cuadros siguientes:

**RESERVAS MINERAL ZONA ATAHUALPA - LOLA**

**AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2014**

CATEGORIA	VETA	POTENCIA m.	TONELAJE TMS	LEY Gr. Au/TMS
Probado	Atahualpa	1.20	38,560	14.47
Probable	Atahualpa	1.49	25,975	13.80
TOTAL			64,535	14.20
PROMEDIO		1.35		

CATEGORIA	VETA	POTENCIA m.	TONELAJE TMS	LEY Gr. Au/TMS
Probado	Lola	1.18	28,185	14.30
Probable	Lola	1.42	17,250	13.97
TOTAL			45,435	
PROMEDIO		1.30		14.17

**RESUMEN RESERVAS MINERAL VETA ATAHUALPA - LOLA**

**AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2014**

CATEGORIA	VETA	POTENCIA m.	TONELAJE TMS	LEY Gr. Au/TMS
Probado-Probable	Atahualpa	1.20	64,435	14.20
Probado-Probable	Lola	1.18	45,435	13.97
TOTAL			109,870	
PROMEDIO		1.19		14.10

## **CAPITULO III**

### **EVALUACION GEOMECANICO**

#### **3.1.- MAPEO GEOMECÁNICO EN EL NIVEL 2550.**

La mina cuenta con el Departamento de Geotecnia, que es el encargado de realizar el mapeo geológico de las diferentes labores subterráneas, el mismo que contiene la delimitación de los dominios estructurales, basado en la calidad de la roca del macizo. Además se ha hecho el logueo geomecánico y geológico de los taladros diamantinos que han cortado la secuencia donde se ubica la estructura mineralizada.

El mapeo geomecánico nos permite caracterizar la calidad de la masa rocosa del área en estudio y se efectuó teniendo como base las tablas geomecánicas propuestas por Bartón y Bieniawski, para cuyo trabajo de campo se ha dividido el macizo a lo largo de la galería en "Dominios

estructurales”, los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares y orientaciones distintas. El mapeo se realizó por línea de detalles, técnica bastante aplicada que consiste en colocar una wincha en la cara de la excavación y cada metro ir registrando las discontinuidades existentes, anotando sus características, pues el comportamiento mecánico del macizo rocoso se determina por el número de familias que se intercepta en un punto.

El análisis detallado de las estructuras geológicas, debe comprender el uso de proyecciones estereográficas, diagramas de puntos y frecuencias, que permita representar la posición y la dirección preferencial del fracturamiento que presenta el macizo rocoso. Con los datos geomecánicos obtenidos se realiza la clasificación geomecánica de las labores subterráneas y de acuerdo a esto diseñar la labor y el tipo de sostenimiento que el tramo requiere.

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

#### **3.2.1.-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 la mina Atahualpa se tiene diferentes rocas como: el granito, granodiorita y diorita en la zona de mineralización encontramos el cuarzo y la pirita aurífera.

### **b.- POROSIDAD:**

Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente, la porosidad se expresa siempre en porcentajes de volumen aparente del sólido tomado como unidad.

### **c.- ABSORCION:**

Es la capacidad de las rocas para saturarse de agua, los mismos que se determina en laboratorio de mecánica de rocas.

En el siguiente cuadro se indica los valores de absorción y porosidad de las rocas existentes en la mina Atahualpa - Lola.

CUADRO N° 3.1

MUESTRA	DENSIDAD gr./cm <sup>3</sup>	ABSORCION %	POROSIDAD %
Mineral	3.10	0.88	1.16
Granito	2.68	1.02	1.28
Granodiorita	2.70	0.91	1.23
Diorita	2.72	0.75	1.01

## **3.2.2.- PROPIEDADES GEOMECÁNICAS 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.

Para determinar la tabla anterior, se usó el Martillo de Schmidt (ver el anexo) que consiste en un dispositivo sencillo que registra el rebote de un cilindro metálico que, impulsado por un muelle, choca contra la superficie de la roca. El martillo le permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca, comprendidos entre 20 MN / m<sup>2</sup> y 300 MN / m<sup>2</sup>. Barton y Choubey

han propuesto la siguiente fórmula para calcular la resistencia a compresión simple de la roca, partiendo del índice de rebote:

$$\text{Log } (\sigma_c) = 0.0088 \gamma R + 1.01,$$

Donde:

$\sigma_c$  : Resistencia a la compresión simple de la capa superficial de la roca(MN/m<sup>2</sup>)

$\gamma$  : Densidad seca de la roca (KN/m<sup>3</sup>)

R: Índice de rebote.

#### **b.- RESISTENCIA A LA TRACCIÓN DINÁMICA DE LA ROCA.**

Las resistencias estáticas a compresión y a tracción se utilizaron en un principio como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura. Así, se definió el índice de volabilidad (Hipo, 1959) como la relación "Rc/Rt" de modo que a un mayor valor resultaría más fácil de fragmentar el material.

El tratamiento racional de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que éstas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958: Persson 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las estáticas.

#### **c.- ANGULO FRICCIÓN INTERNA DE LA ROCA.**

Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete a la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (de compresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

Estos mecanismos son conocidos por "fricción interna" o "capacidad de amortización específica-SCD", que miden la disponibilidad de las rocas para atenuar la onda de tensión generada por la detonación del explosivo.

**CUADRO N° 3.2.2<sup>a</sup>**  
**PROPIEDADES MECANICAS MINERAL Y ROCAS (CAJA) MINA**  
**ATAHUALPA-LOLA**

MUESTRA	RESISTENCIA A COMPRESION UNIAxIAL Kg/cm <sup>2</sup>	RESISTENCIA A LA TRACCION Kg/cm <sup>2</sup>	COHESION Kg/cm <sup>2</sup>	ANGULO FRICCION °	MODULO DE YOUNG (E) Kg/cm <sup>2</sup>	COEFICIENTE DE POISSON V
Mineral	340.78	37.48	1.50	27	1.19 x 10 <sup>5</sup>	0.20
Granito	980.50	107.80	2.15	29	3.43 x 10 <sup>5</sup>	0.21
Granodiorita	1,134.10	119.08	2.34	30	3.96 x 10 <sup>5</sup>	0.22
Diorita	1,152.00	131.33	2.46	31	4.03 x 10 <sup>5</sup>	0.23

**CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO:**

En base a los resultados del cuadro anterior y considerando la clasificación general de las rocas en base a ensayos de compresión uniaxial, en la Mina Atahualpa se tiene:

CUADRO N° 3.2.2B

Tipo de roca	Clasificación		
	Tipo	MPa	Litología
I	Muy Dura	> 250	No se tiene en Mina Atahualpa – Lola
II	Dura	100 – 250	Granito, granodiorita, diorita (masivo)
III	Media dura	50 – 100	Granito, granodiorita, diorita (fracturas dispersas)
IV	Suave	25 – 50	Granodiorita, diorita (fracturas apretadas y alteradas)
V	Muy Suave	05 – 25	Granodiorita, diorita (fracturas apretadas muy alteradas)

Fuente: Sección de Geomecánica - Poderosa

**d.- VELOCIDAD SÓNICA DEL MACIZO ROCOSO.**

Es la velocidad a la cual una roca transmitirá las ondas de compresión.

Como a este tipo corresponden las ondas sonoras también se le refiere como velocidad de onda longitudinal. Es una función del Índice de calidad del túnel (Bieniawski 1979).

Cálculo de Índice de calidad del túnel: Q - Bieniawski 1979

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = \text{Exp}(RMR - 44) / 9$$

Cálculo de la velocidad sónica del macizo rocoso: Vp (m/s)

$$V_p = (1000 * \text{Log } Q) + 3,500$$

Usualmente cuanto mayor sea la velocidad de la roca, se requerirá explosivo de mayor velocidad de detonación para romperla.

**CUADRO N°3.2.2C**  
**INDICE DE CALIDAD DE TUNEL (Q) Y VELOCIDAD SONICA (Vc)**

Tipo de roca	Clasificación					
	RMR	$\sigma_c$ (MPa)	$\sigma_t$ (MPa)	$\sigma_{td}$ (MPa)	Q	Vc (m/s)
I	81-90	> 250	> 125.00	33,501-56243	61.0-166.00	5,285-5,720
II	61-80	100 – 250	50.00 – 125.00	10,594-31627	6.61-54.60	4,320-5,237
III	41-60	50 – 100	25.00 – 50.00	2,369-10,001	0.72-5.92	3,355-4,272
IV	21-40	25 – 50	12.50 – 25	528-2,236	0.08-0.64	2,390-3,307
V	00-20	05 – 25	2.50 – 12.50	126-500	0.01-0.00	1,377-2,342

Fuente: Sección Geomecánica Mina Poderosa

"Nz" tenderá hacia La velocidad sónica de la roca está relacionada directamente con la impedancia. La impedancia es la relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo.

$$Nz = \frac{\rho_e \times V_{od}}{\rho_r \times V_s}$$

Donde:

Nz : Relación de la impedancia del explosivo y la de la roca

$\rho_e$  : Densidad del explosivo (gr/cc)

$\rho_r$  : Densidad de la roca (gr/cc)

Vod : Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

Vs : Velocidad sónica de la roca (m/s)

Esto significa que la onda explosiva se transmite tanto mejor a la roca cuanto más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca, dado que 1.0

### 3.3.- CARACTERIZACION Y MODELACION DEL MACIZO ROCOSO.-

#### 3.3.1.-INFLUENCIA DE LOS ESFUERZOS EN EL NIVEL 2550.

El macizo rocoso donde se encuentra emplazado el yacimiento está constituido por el Batolito de Patáz, conformado por rocas como: la granodiorita, diorita y granito. Esta litología existente dentro del macizo tiene características diferentes y es un factor importante en la estabilidad de las aberturas subterráneas a construirse, además el macizo a los esfuerzos a que fue sometido en épocas pasadas se encuentra perturbada y prueba de ello es la presencia de diaclasas, fracturas y fallas.

En la Mina Atahualpa, las labores mineras se hallan actualmente a profundidad, encontrándose el nivel más bajo a la cota de 2,550 y la parte más alta a 2,900, existiendo por lo tanto una altura de sobrecarga que llega a los 350 m, por lo que esta carga litostática ejercerá un esfuerzo vertical sobre las labores mineras, cuya magnitud sobre las paredes se debe determinar y de acuerdo a esto tomar las previsiones del caso sobre la estabilidad.

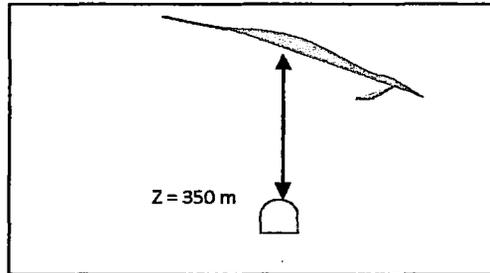
Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ( $K = \sigma_h/\sigma_v$ ). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente fórmula:

$$\frac{100}{Z} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{Z} + 0.5$$

Donde Z es la altura de la sobrecarga.

**Para nuestro caso:**

La galería del nivel 2550 tiene una sección de 7' x 8' y se encuentra a 350 metros de profundidad. La máxima concentración de esfuerzos que ocurrirá alrededor del túnel será:



$$\frac{100}{350} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{350} + 0.5$$

$$0.28 + 0.3 \leq K \leq 4.28 + 0.5$$

$$0.58 \leq K \leq 4.78$$

Los caso a presentarse será  $K = 0.58$      $K = 1$      $K = 4.28$

Para el caso de una abertura de 2.10 m. x 2.40 m. la máxima concentración de esfuerzos será:

Esfuerzo vertical ( $\sigma_v$ ):

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \Rightarrow \sigma_v = 2,700 \text{ Kg/m}^3 \times 350 = 94.50 \text{ Kg/cm}^2 \quad (9.1 \text{ MPa})$$

Esfuerzo horizontal ( $\sigma_h$ )

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

**Para  $K=0.58$ :**

$$\sigma_h = 0.58 \times 94.50 = 54.82 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 94.50 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 54.82 = 164.46 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 94.50 - 54.82 = 226.68 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 164.46 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 226.68 \text{ Kg/cm}^2$$

**Para K=1.00:**

$$\sigma_h = 1 \times 94.50 = 94.50 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 94.50 \text{ Kg/cm}^2 \quad \Rightarrow \sigma_v = \sigma_h$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 94.50 - 94.50 = 189.00 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 94.50 - 94.50 = 189.00 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 189.00 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 189.00 \text{ Kg/cm}^2$$

Para k =4.78:

$$\sigma_h = 4.78 \times 92.75 = 443.34 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 92.75 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 443.34 - 92.75 = 1,237.27 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 92.75 - 443.34 = -165.09 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

Esfuerzo de compresión bóveda = 1,237.27 Kg/cm<sup>2</sup>

Esfuerzo de tracción paredes = -165.09 Kg/cm<sup>2</sup>

Como la resistencia de las cajas para el caso de la roca semidura es 1,000 Kg/cm<sup>2</sup> < que el esfuerzo máximo compresivo, la abertura es inestable para este caso, como también para las rocas suave y muy suave.

### **3.3.2.-ANALISIS DE ESFUERZOS MEDIANTE SOFTWARE PHASE.-**

La acción de los esfuerzos sobre las aberturas subterráneas que se encuentran en la Veta Atahualpa, se ha evaluado, aplicando el PHASES, que es un programa diseñado para cálculos tenso-deformacionales en dos dimensiones por el método de elementos finitos, la opción produce un análisis elástico de tensiones y una indicación de zonas sobretensionadas. Se determina los aspectos siguientes:

- Tensión principal mayor.
- Tensión principal menor
- Tensión en el plano perpendicular.
- Coeficiente de seguridad.
- Zonas de plastificación.
- Desplazamiento vertical, horizontal.

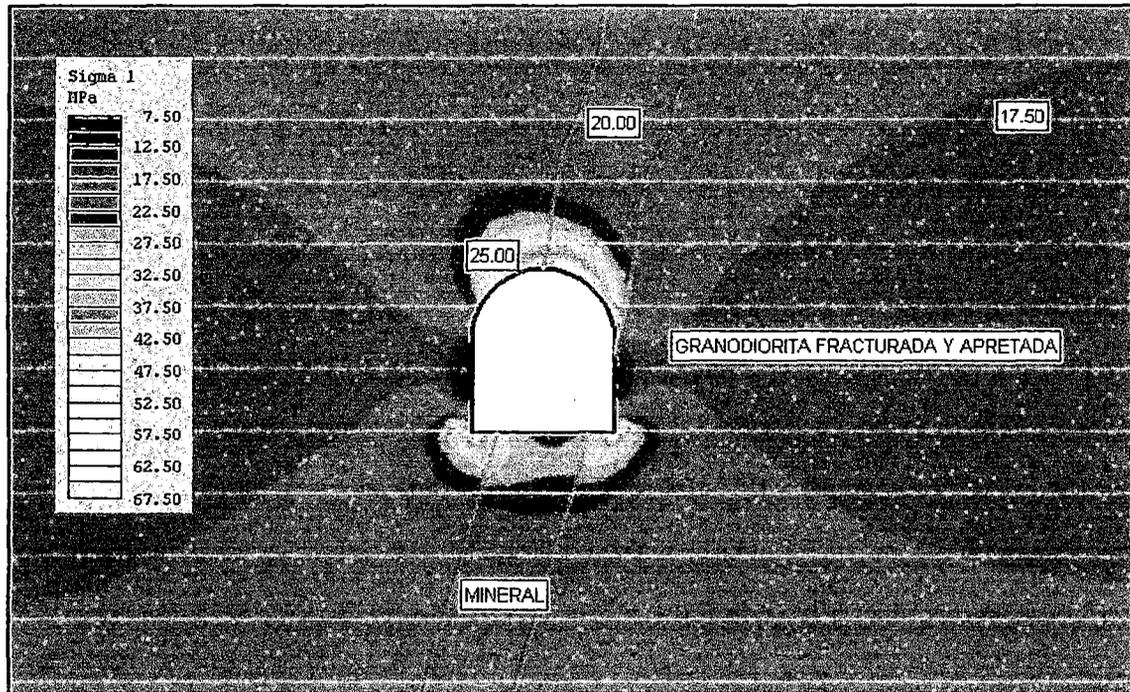
Entre sus limitaciones del programa se tiene: asume una deformación plana.

Su uso es válido en rocas duras.

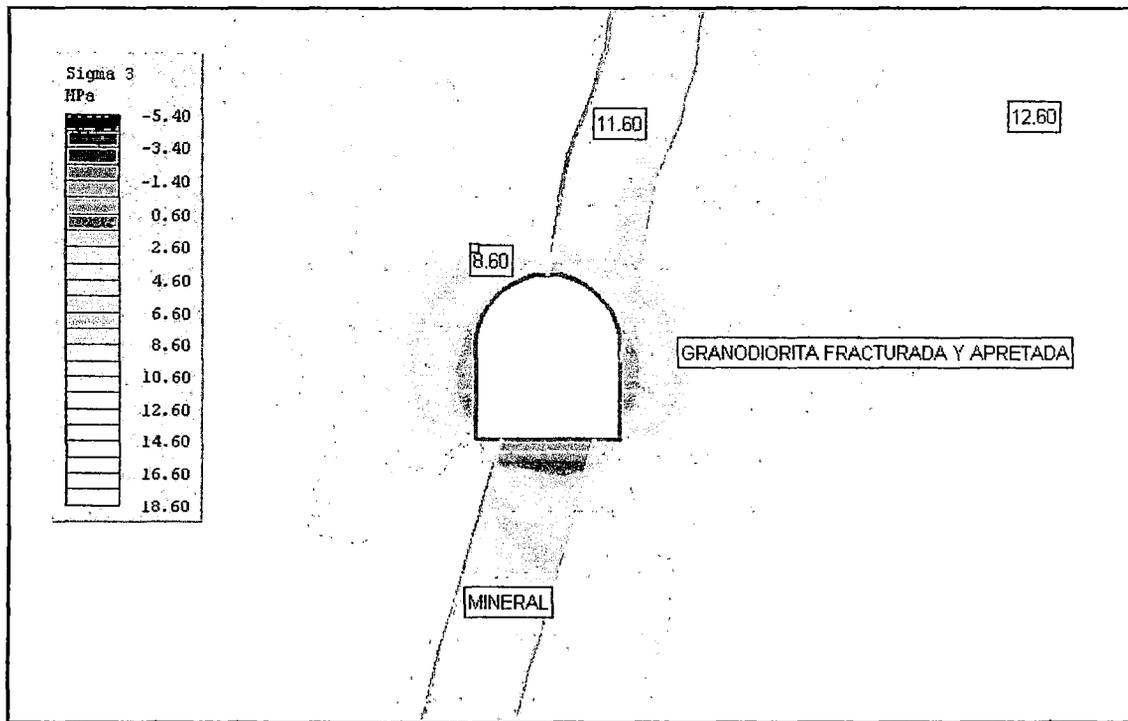
Los resultados de la aplicación del Phases, se detalla en las láminas

siguientes:

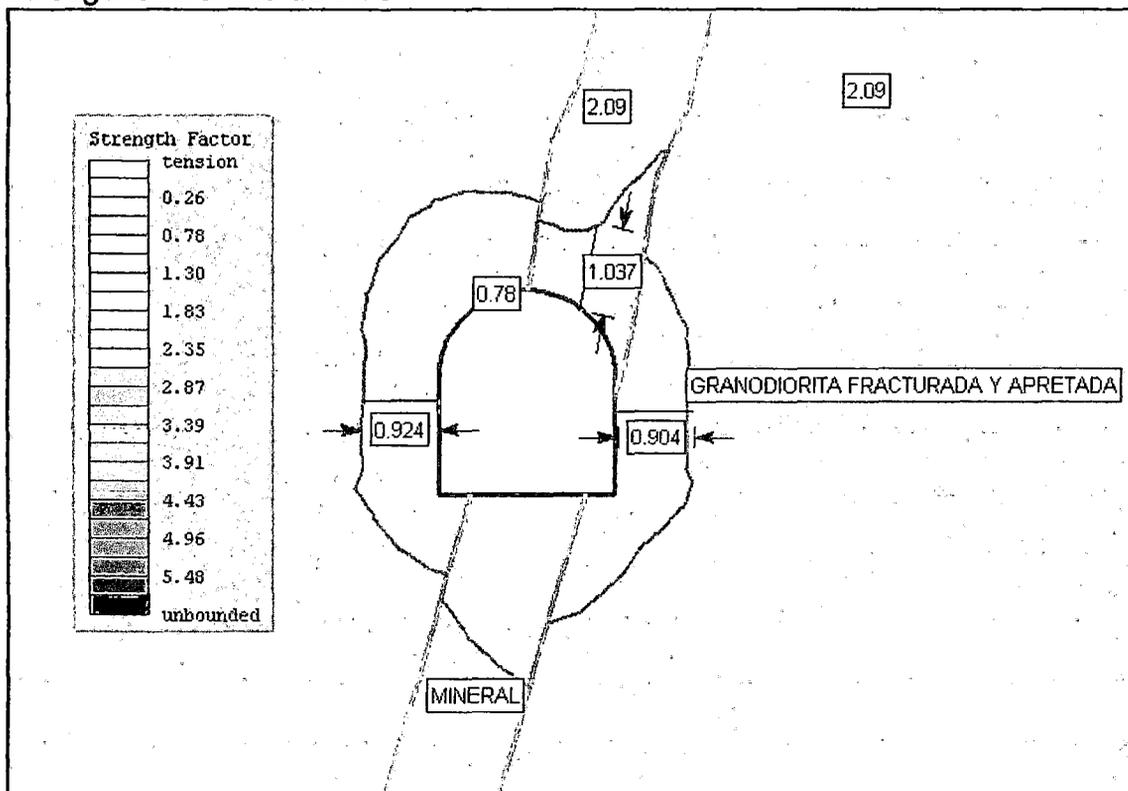
## ANALISIS DEL MACIZO DESPUES DE LA EXCAVACION SIN SOSTENIMIENTO



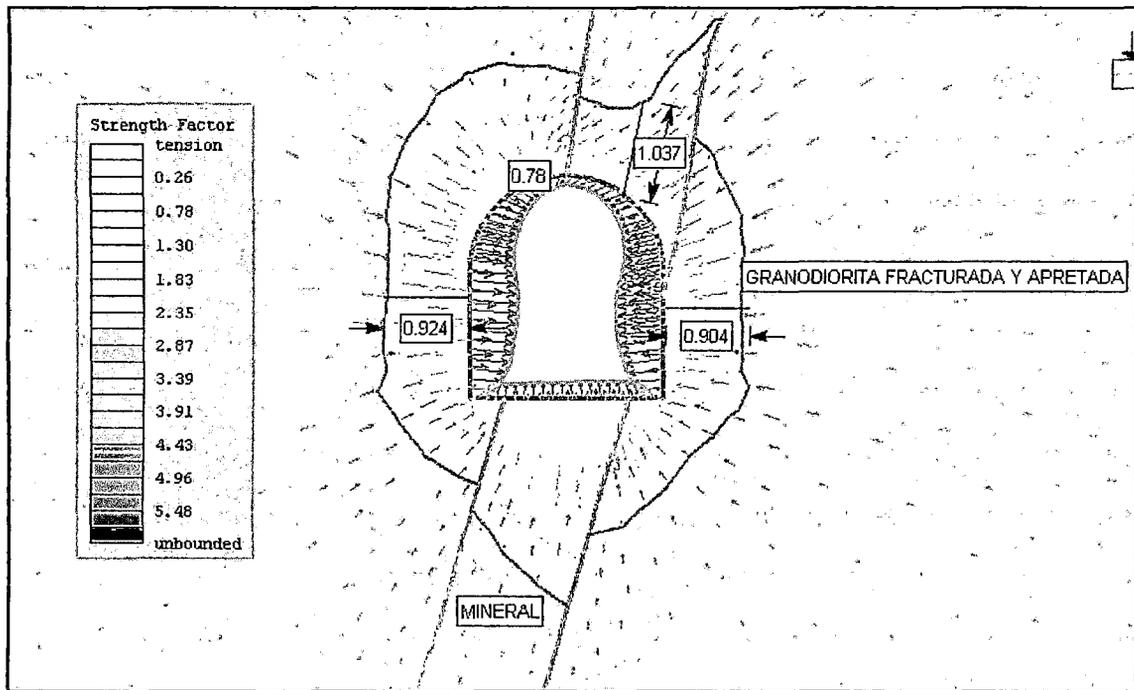
Influencia del esfuerzo menor (sigma 3) despues de la excavación



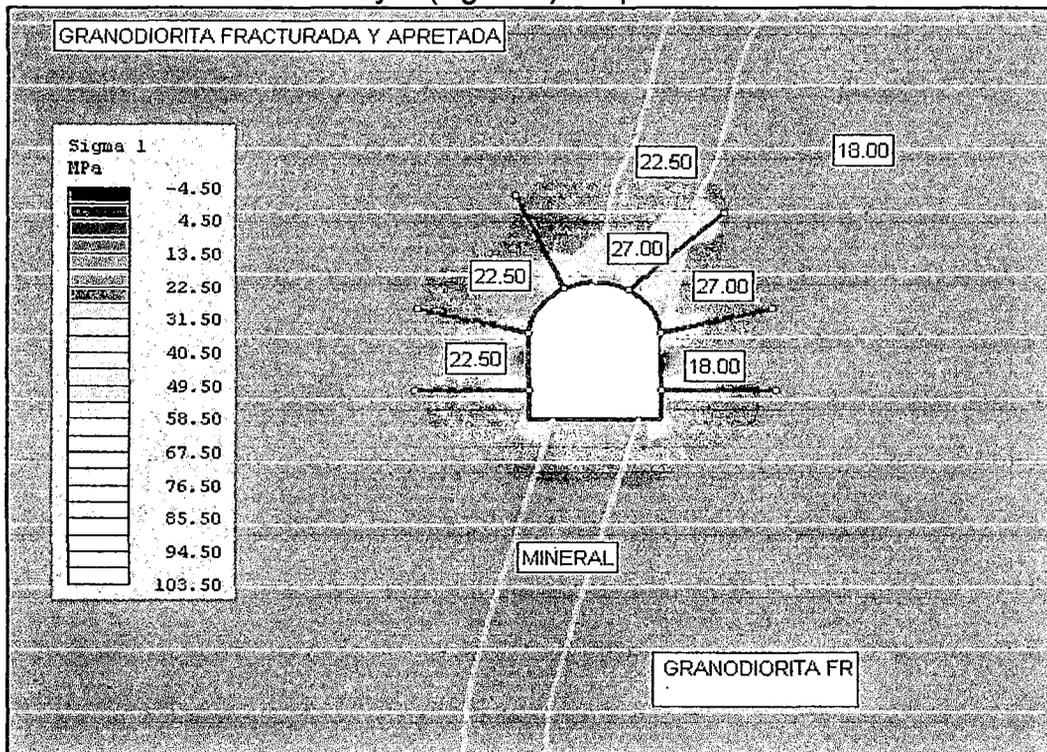
Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación, factor de seguridad crítico de 0.78



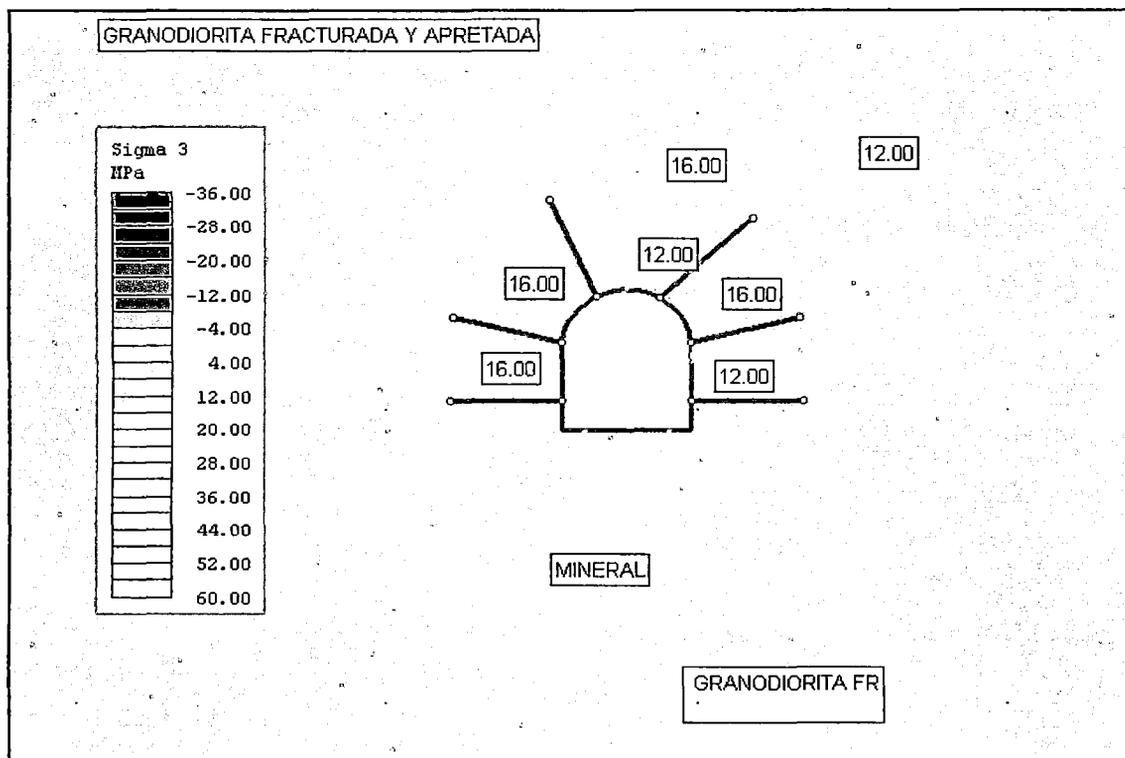
Dirección de los esfuerzos que determinaran la deformación de la excavación



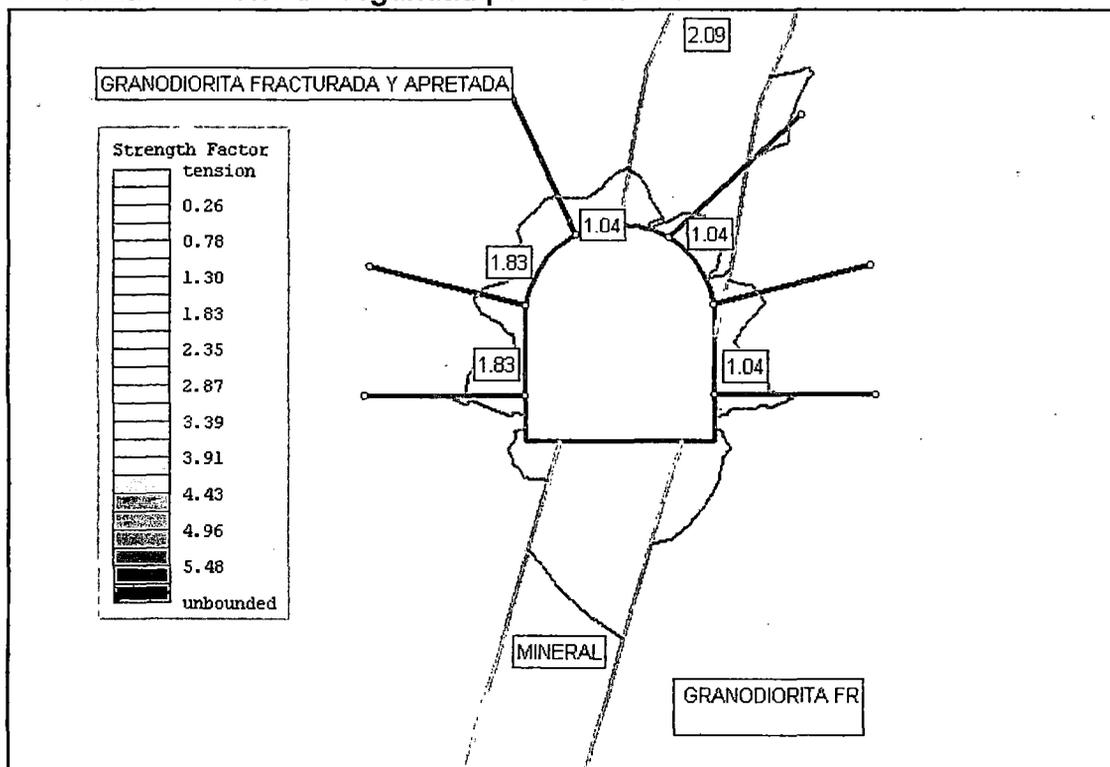
**ETAPA 3: Analisis del macizo despues de la excavacion con sostenimiento**  
**Influencia del esfuerzo mayor (sigma 1) despues de la excavacion**



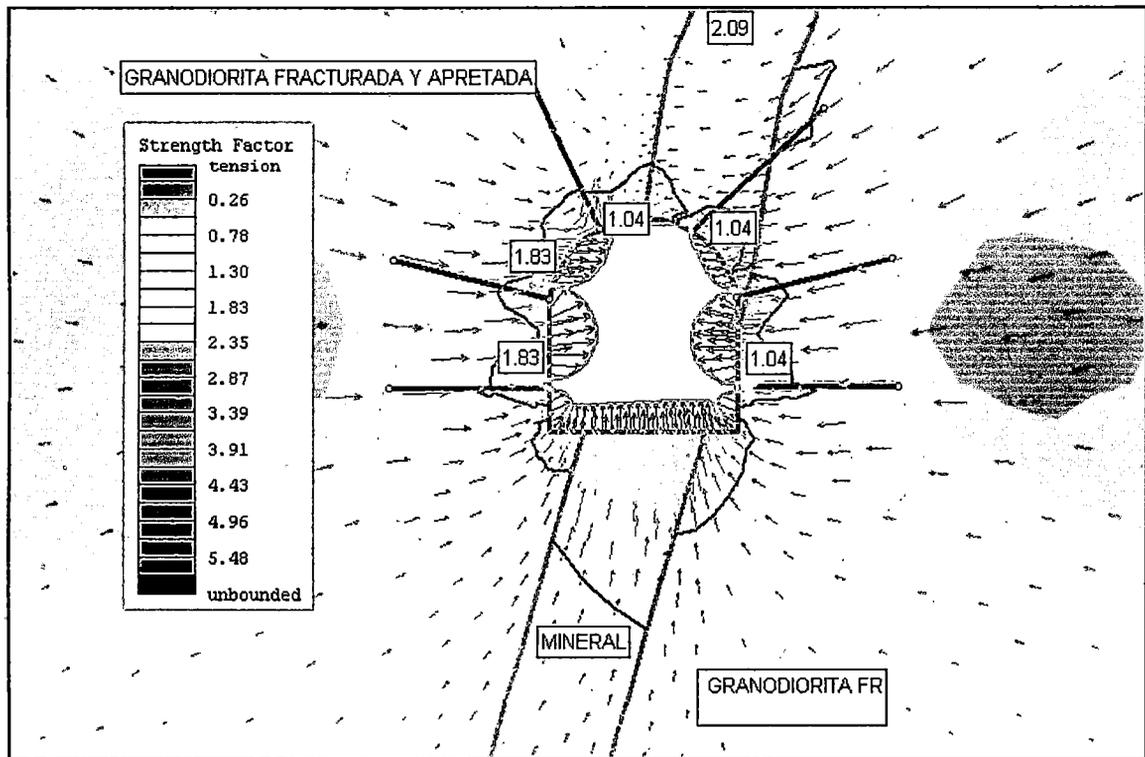
**Influencia del esfuerzo menor (sigma 3) despues de la excavacion**



Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación con pernos sistemáticos 1.00 x 1.00, factor de seguridad crítico de 1.04, es claro que para estabilizar la labor se deberá emplear cuadros de madera o cimbra así se llegara a alcanzar un factor de seguridad por encima de 1.60

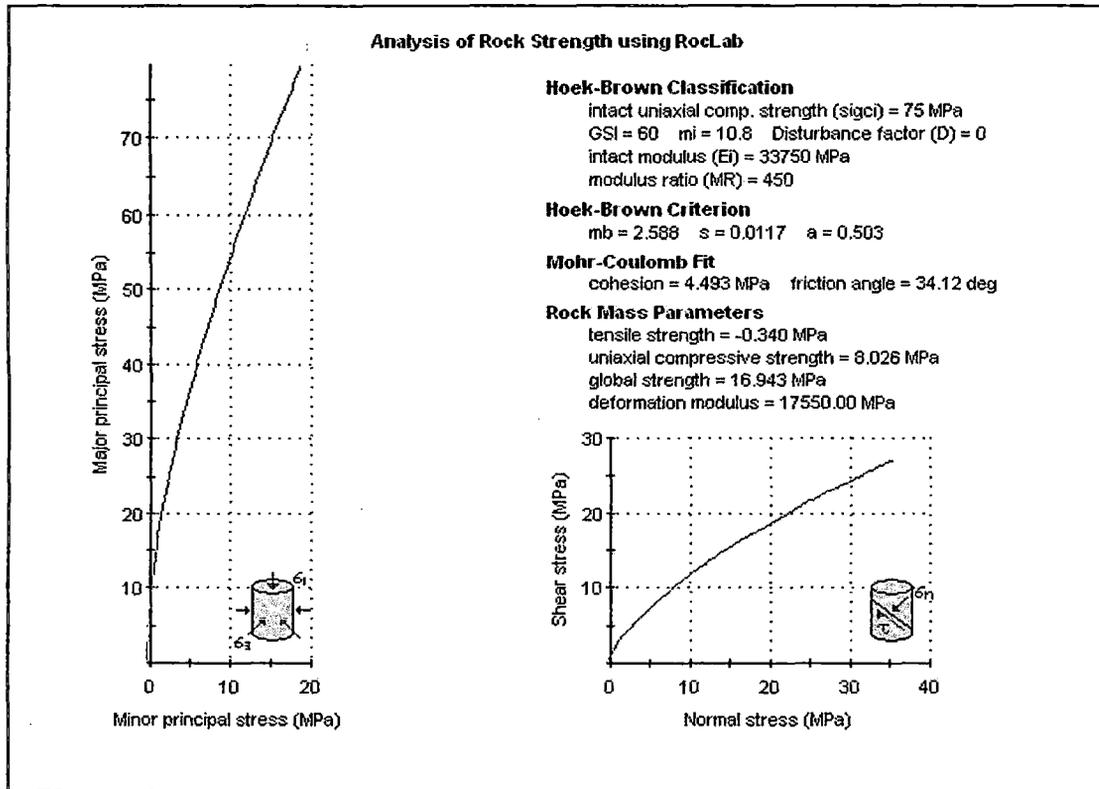


Dirección de los esfuerzos que determinaran la deformación de la excavación, el grafico nos muestra que para estabilizar totalmente la labor se debe utilizar cimbras o cuadros de madera.



### 3.3.3.- ANALISIS DEL MACIZO ROCOSO MEDIANTE EL PROGRAMA ROCLAB

A fin de conocer el comportamiento del macizo rocoso donde se emplaza la veta Atahualpa se ha analizado mediante el programa Roclab, cuyos resultados se observa en el gráfico siguiente, donde la resistencia global del macizo llega a 16.94 MPa (172.78 Kg/cm<sup>2</sup>) debido a que en este análisis se considera los parámetros geomecánicos referidos al criterio de falla de Hoek y Brown y Mohr –Coulomb, en consecuencia debe tenerse en cuenta este valor para el diseño de aberturas subterráneas.



**3.4.- SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO.-**

**3.4.1.- 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:

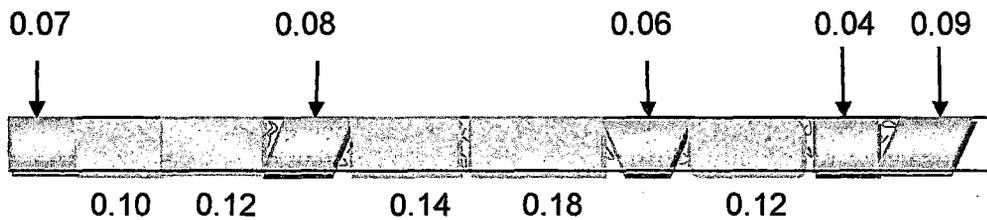
**Cuadro N° 4.3.1 DESIGNACION DE LA CALIDAD DE ROCA (RQD)**

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

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

## EJEMPLO:

Longitud de taladro = 1.0 m



Longitud de testigos recuperados = 0.66 m

$$\text{RQD} = \frac{0.66}{1.00} \times 100 = 66 \%$$

Este valor 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  $\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v$ , donde:

$J_v$  = número de juntas por  $\text{m}^3$

Ejemplo:

Se ha encontrado 15 juntas/ $\text{m}^3$ .

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 (15) = 65.5$$

RQD = 65.5%, que de acuerdo a la tabla es una roca regular

Otro método de calcular el RQD:

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

$$\text{RQD} = 100 * 2.71^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de Fracturas}}{\text{Metro lineal}} = \frac{15}{1} = 15$$

$$\text{RQD} = 100 * 2.71^{-0.1(15)} (0.1 * 15 + 1) = 100 * 2.71^{-1.5} (0.1 * 15 + 1)$$

$$\text{RQD} = 56.04\%$$

Los valores de RQD en la mina Atahualpa, varía entre 20% a 70%, siendo los valores más bajos en las zonas de falla y los más altos en las cajas.

### 3.4.2.- RMR.

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. (Ver lamina N° 06 y fotos)

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.

### 3.4.3.-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:

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

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

$J_n$  : representa el índice numérico del sistema de fisuras.

$J_r$  : representa el índice numérico del grado de rugosidad de las fisuras.

$J_a$  : 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° 3.4.3 clasificación 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:**

De acuerdo al mapeo realizado en un tramo de 10 m. de la galería se encontró las siguientes características:

- 17 discontinuidades/m<sup>3</sup> => Jv = 17
- 02 familias de fisuras con esp.< 1.0 m.=> Jn = 16
- Las paredes son rugosas y algo irregulares => Jr = 6
- Las fracturas son algo alteradas y rellenadas con arcillas => Ja = 3.0
- Se nota algunos goteos de agua en la bóveda del túnel y humedad en las paredes del túnel => Jw =1.0
- Se nota puntos esfuerzos medianos en la roca por lo que se le asigna a SRF = 2.5

$$EI\ RQD = 115 - 3.3 \times 170 = 58.9$$

Reemplazando en la fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} + \frac{Jr}{Ja} + \frac{Jw}{SRF} = \frac{58.9}{17} + \frac{6}{3} + \frac{1.0}{2.5} = 5.86$$

De acuerdo a la tabla anterior el valor de Q = 5.21 corresponde a una roca regular.

Los valores medidos de Q, son los siguientes:

Ubicación	Q	Clasificación
Veta	4.0	Regular
Cajas de mineral	5.0	Regular

Cuadro 3.4.3B: Resumen Clasificación del Macizo Rocoso.

Tipo Roca	RQD (%)	Σc (MPa)	Índice		Clasificación
			RMR	Q	
A	55 - 70	60 - 100	47<RMR<=65	1.5 - 9.5	Regular
B	45 - 55	40 - 60	44<RMR<=47	1<Q<=1.5	Mala Regular
C	30 - 45	30 - 40	35<RMR<=44	0.4<Q<=1	Mala
D	20 - 30	20 - 30	23<RMR<=35	0.1<Q<=0.4	Muy mala a mala

Fuente: Sección Geomecánica Mina Poderosa.

#### **3.4.4.- CLASIFICACION DE GSI (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX).**

Es un sistema de clasificación geomecánica, que toma en cuenta la estructura del macizo rocoso y las condiciones de la misma. Según esta clasificación el macizo se clasifica en: muy bueno, bueno, regular, malo y muy malo.

Además podemos clasificar el macizo rocoso de acuerdo al número de sus fracturas en:

- Masiva o levemente fracturada = 2 fracturas/metro.
- Moderadamente fracturada = 6 – 12 fracturas/metro.
- Muy fracturada = 12 – 20 fracturas/metro.
- Intensamente fracturada = más de 20 fracturas/metro.
- Triturada o brechada: fragmentada, disgregada y zonas de falla.

En la Mina Poderosa en general el Departamento de Geomecánica ha preparado tablas geomecánicas basadas en el GSI para su uso por los supervisores, los cuales se indican a continuación.

**TABLA Nº 1**

<p><b>CONDICIONES</b></p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)</p> <p>SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (RC 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)</p> <p>DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (RC 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (MUY RESIST. LEVE A MEDIDA AL TIR.)</p> <p>DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (RC 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)</p> <p>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.)</p>				
ESTRUCTURA				
<p>LEVEMENTE FRACTURADO</p> <p>TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90)</p> <p>(2 A 6 FRACTURAS POR METRO)</p>	(A)	(A)	—	—
<p>MODERADAMENTE FRACTURADO</p> <p>MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75)</p> <p>(6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	—	—	(C)	—
<p>MUY FRACTURADO</p> <p>MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50)</p> <p>(12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	—	(C)	(D)	(D)
<p>INTENSAMENTE FRACTURADO</p> <p>PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25)</p> <p>(MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	—	—	(D)	(D)

TABLA Nº 1-A

<b>METODOLOGÍA DE APLICACIÓN</b>				
LABORES TEMPORALES sección : 1.6 - 2.6m				
INDICE G.S.I.	CALIDAD DE ROCA	ABERTURA MAXIMA LINEAL		TIEMPO DE AUTOSOPORTE
		TAJOS	GALERIAS	
LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (LFB)	MUY BUENA	1 CANAL (1.6m)	—	—
LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (LFR)	BUENA		30 m	11 días
MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (FIB)	BUENA			
MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (FIR)	BUENA	1.5 m	20 m	7 días
MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (FIP)	REGULAR			
MUY FRACTURADA/REGULAR (MFR)	REGULAR	1.2 m	1.5 m	Inmediato
MUY FRACTURADA/POBRE (MFP)	REGULAR			
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MIMP)	MALA			
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IFIP)	MALA	MUY MALA		
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IFIMP)	MUY MALA			

**METODOLOGÍA DE APLICACION**

- 1.- Para la utilización de esta tabla de sostenimiento, se basa en la aplicación del Índice de Resistencia Geológica G.S.I. modificado, definiéndose dos parámetros: condiciones estructurales y superficiales de la masa rocosa.
- 2.- La forma de aplicación de esta tabla se determina in situ. Primero se define la condición estructural midiendo la cantidad de estructuras por metro lineal, previamente lavadas las paredes y techo de la labor. Seguidamente se define la condición superficial con golpes indantando la picota en las paredes de la excavación mas representativa como macizo rocoso, además observar la presencia de alteraciones en las paredes de las estructuras o el tipo de relleno, forma de las fracturas y espaciamiento de las fallas. Procediendo finalmente a determinar el soporte de acuerdo a la sección de la labor.
- 3.- En zonas con factores influyentes en el comportamiento del macizo rocoso como: La presencia de agua (goteo o flujo), los esfuerzos, orientación de las discontinuidades (desfavorables y muy desfavorables) y las excavaciones (aberturas, voladura no controlada, relajamiento progresivo, cercanía de labores, sostenimiento inoportuno y colocación de soporte inadecuado. El G.S.I. debe sufrir una modificación y se selecciona el sostenimiento recomendado a la condición inmediata inferior (menor calidad G.S.I.).  
Por Ejemplo: si el macizo rocoso presenta un G.S.I. MFR sin factor influyente, ese pasara a MFP con factor influyente.
- 4.- En caso de eventos de relajamientos, el sostenimiento se debe mantener al tope de la labor
- 5.- Los espaciamientos entre cuadros seran considerados como luz interna.
- 6.- Para camaras diamantinas:  
Usar pernos split set de 7pies con malla como sostenimiento.
- 7.- Para la instalacion de cuadros de madera:  
Usar madera de diametro 8" en sombreros y postes.
- 8.- Para instalacion de puntales:  
Usar madera de diametro de 7-8"

### 3.5.- DISEÑO DE SECCIONES DE LABORES SUBTERRANEAS Y APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO.

#### 3.5.1.-CALCULOS GEOMECANICOS PARA DETERMINAR LA MAXIMA ABERTURA Y EL TIEMPO DE AUTO SOPORTE

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

$$D_e = \frac{\text{Ancho, diámetro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación ESR}}$$

Dimensión Equivalente (  $D_e$  ) de la excavación

De = <u>Diámetro o altura excavación</u> (m) ESR		
	CATEGORIA	ESR
A	Labores mineras temporales	3 - 5
B	Excavaciones permanentes, túneles proyectos hidroeléctricos, galerías de Avance.	1 - 6
C	Cámaras de almacenamiento, Plantas de tratamiento de agua Túneles menores para carretera Vías férreas, túneles de acceso.	1 - 3
D	Estaciones de energía, túneles grandes para carreteras, vías férreas Refugio, defensa civil.	1
E	Estaciones de energía nuclear subterráneas, estaciones ferroviarias instalaciones deportivas	0.8

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 \text{ ESR} \cdot Q^{0.4}$$

Ejemplo:

$$Q = 1.5$$

$$\text{ESR} = 4$$

Reemplazando en la fórmula:

$$\text{Máxima abertura} = 2 \times 4 \times 1.5^{0.4}$$

$$\text{Máxima abertura (m)} = 9.40 \text{ m.}$$

$$\text{GSI} = 9 \log Q + 44$$

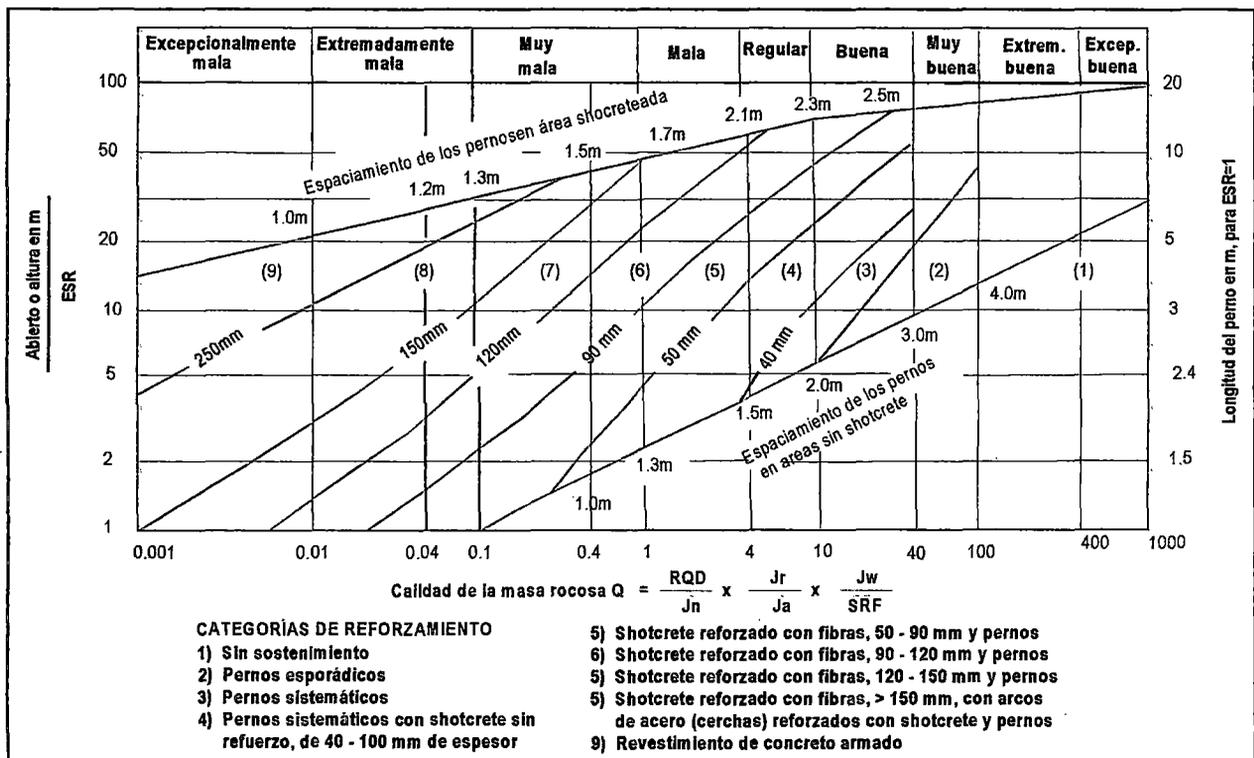
$$\text{GSI} = 9 \times \log 9.5 + 44$$

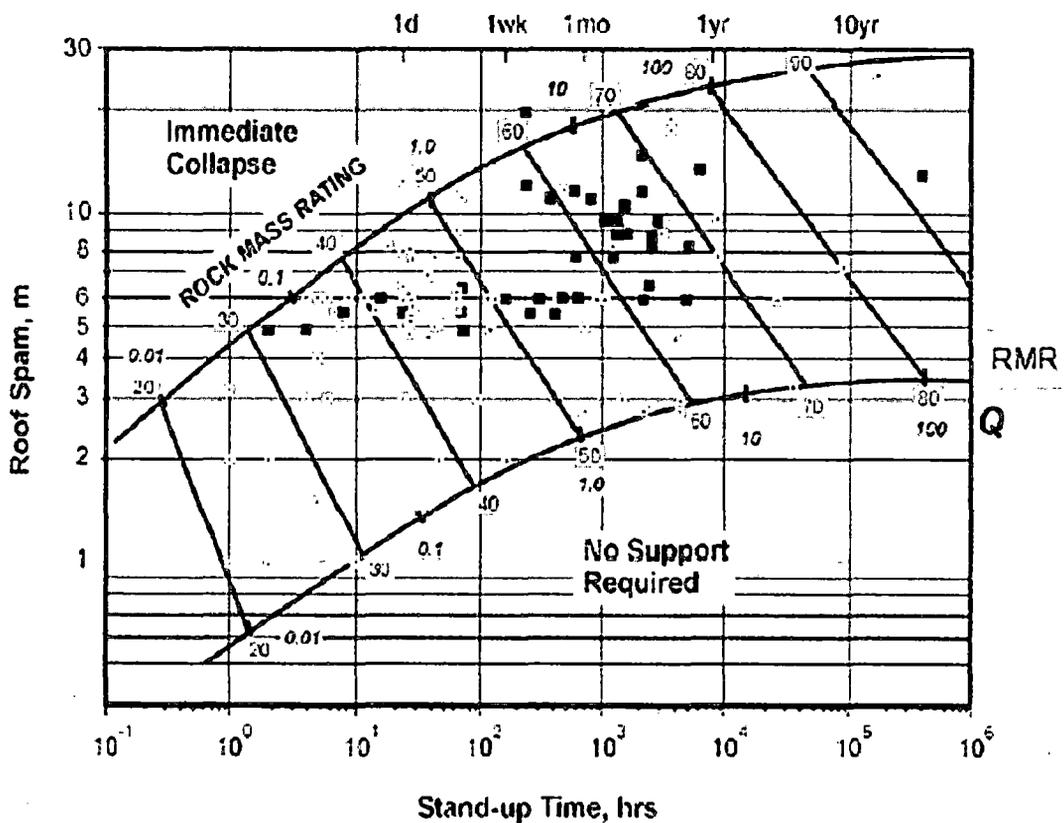
$$\text{GSI} = 50.29$$

$$\text{RMR} = \text{GSI} + 5 = 50.29 + 5 = 55.29$$

Cuadro 4.4-B Abertura Máxima para cada valor de "Q" y tiempo de auto soporte.

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





Abaco para estimar el tiempo de sostenimiento

valores de Q	ESR	MAX. ABERTURA (m)	GSI	RMR	Tiempo de Auto sostenimiento **	
					horas	días
0.10	4	3.18	35.00	28.00	1.50	0
0.40	4	5.54	40.42	40.00	12	0.5
1.00	4	8.00	44.00	49.00	70	2.9
1.50	4	9.40	45.58	50.58	75	3.1
9.50	4	19.68	52.80	57.80	100	4.20

\*\* Tiempo aproximado según el ábaco

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.

### 3.5.1.-- EVALUACION GEOMECANICA LABORES DE EXPLOTACION.

Nivel	Labor	EVALUACION GSI			EVALUACION BIENIAWSKI			TIPO DE
		Mineral	Caja Techo	Calidad	RMR	CALIDAD	TIEMPO	SOSTENIMIENTO
2550	Tj-2325	F/R	F/B	Regular	45	Regular	Inmediato	Puntales de madera
2550	Tj-2285	F/R	F/R	Regular	40	Regular	Inmediato	Seg -Jack Pot

#### CARACTERISTICAS GEOMECANICAS DE LOS TAJEOS DE EXPLOTACION

Para complementar la clasificación de Bieniawski, se hizo uso de la clasificación GSI, que considera el grado de fracturamiento y el tipo de sostenimiento, la misma que se detalla continuación.

## **CAPITULO IV**

### **METODO DE EXPLOTACION DEL OPEN STOPING**

#### **4.1.-DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DEL OPEN STOPING.**

El método aplicado es mayormente el método de "open stoping" con sostenimiento de puntales y jackpot y en algunos casos con relleno detrítico este método es de forma convencional, el cual ha permitido ser más selectivo y productivo. El método de open stoping permite el ingreso a los tajos por medio de chimeneas que empiezan desde una galería principal de acceso en forma positiva siguiendo el buzamiento de la veta y avanzan sub niveles (alas) hacia los rumbos de la veta superiores hasta alcanzar una distancia adecuada de explotación, para luego ser tajeados en forma semivertical para posteriormente hacer el corte horizontal del tajo y brindarle la estabilidad necesaria donde es sostenida con puntales y jackpot.

### Condiciones de Aplicación del Open Stopping:

- Mineral y rocas cajas competentes
- Potencia de vetas: 2 metros como máximo
- El buzamiento mayor a 45° (aprovecha la gravedad).

### Las variables del método del open stopping:

A).-Tajeos abiertos ascendentes (Over hand open stopes)

B).-Tajeos abiertos descendentes (Underhand open stopes)

En la mina Atahualpa – Lola se emplea solamente los tajeos abiertos ascendentes.

#### 4.1.1.-TAJEOS ABIERTOS ASCENDENTES.

Se hace una chimenea corta y tolva al centro del tajeo, en el nivel inferior.

Se hacen los subniveles hacia las chimeneas.

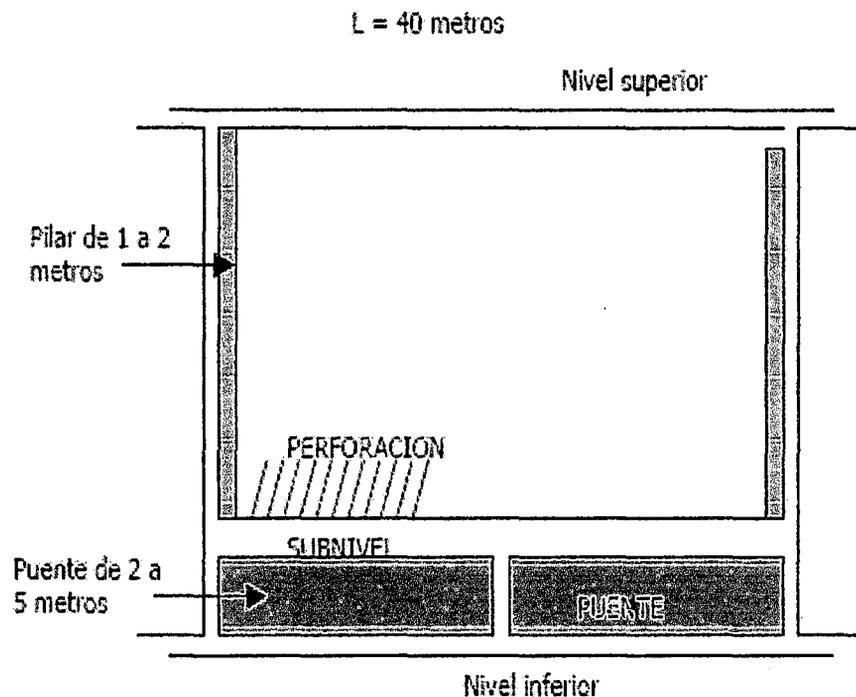


Figura 2.1. a. Tajeos abiertos ascendentes

### **Ciclo de Explotación:**

- Perforación y voladura.
- Acarreo: se lleva el mineral roto a la tolva del tajeo.
- Mientras en un lado se hace el acarreo, en el otro lado se hace la perforación.
- A medida que se asciende se colocan puntales.
- Y así se sigue ascendiendo sucesivamente hasta llegar al nivel superior.

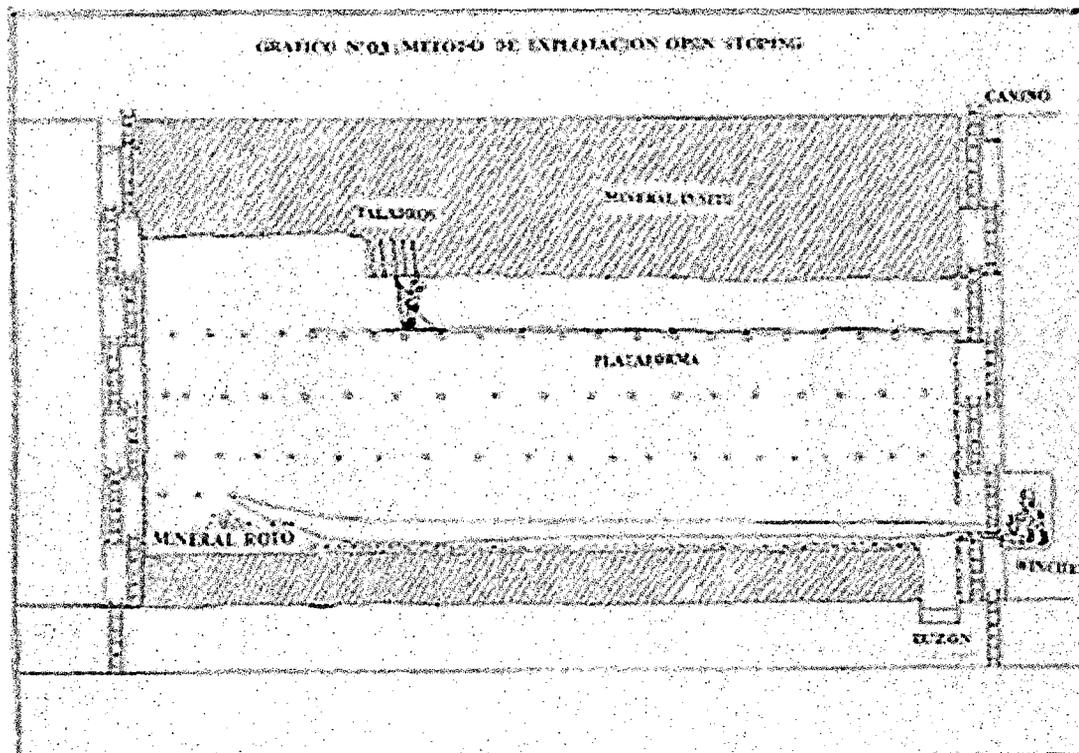
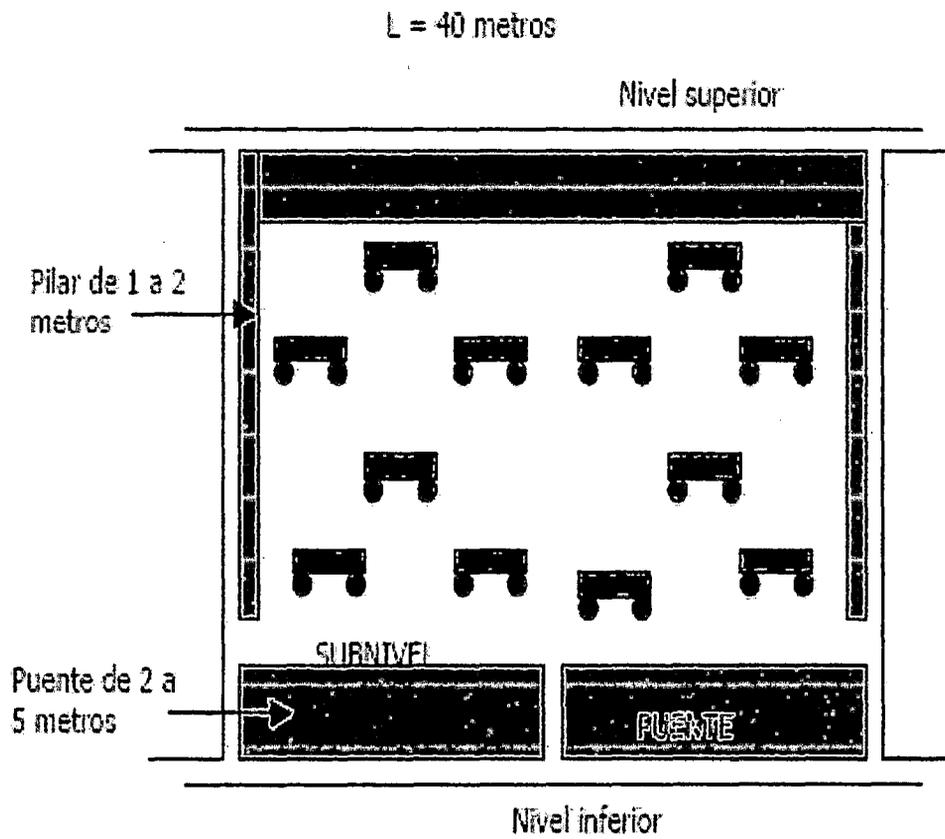
### **a.- PERFORACIÓN:**

Con Jackleg para los subniveles y jackleg para la perforación vertical. Se hace una cara libre para la salida de la voladura.



Perforadora mexicana, Jack Leg marca RNP, modelo FL7

**Resultados:** El tajeo queda vacío en su totalidad, con puentes y pilares y puntales de seguridad inyectados con platos Jack pot.



## **b.- LIMPIEZA:**

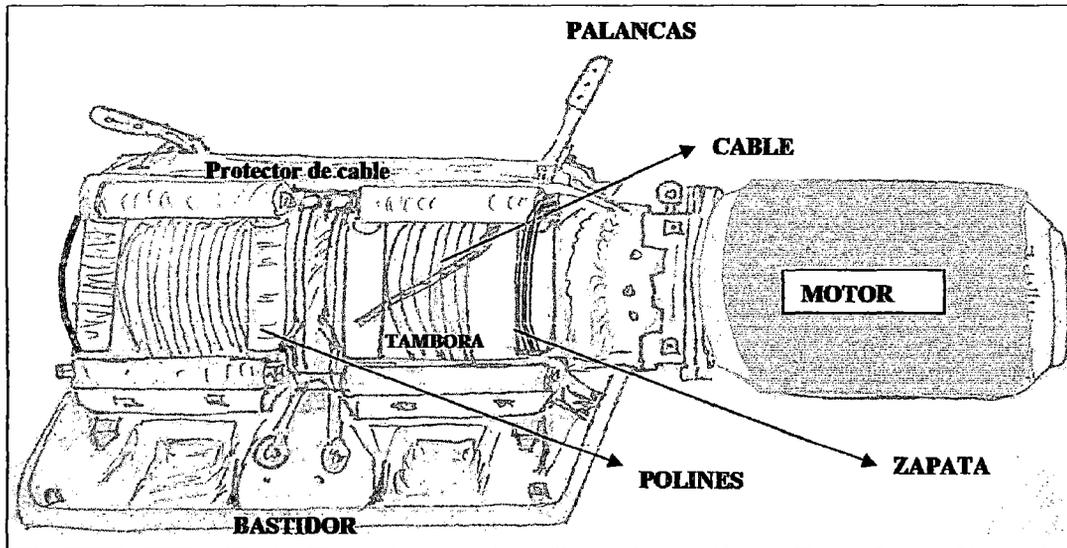
La limpieza del mineral roto es limpiado mediante el winche que se instala en la parte inferior del tajeo, tal como se observa en la figura anterior.

El Winche eléctrico cuenta con dos tambores en una o dos fases de un canal de rastrillaje, y compuesta de cables de acero de 1/2" y 5/8" de alma de fibra, rastrillos tipo azadón que varían de 36 a 42" de ancho con capacidades variables entre 9 y 13 ft<sup>3</sup>. De acuerdo a la potencia del motor, diámetros y anchos de tambores, estos equipos pueden trabajar hasta una distancia de 90 metros, su performance está supeditada a un conjunto de factores tales como:

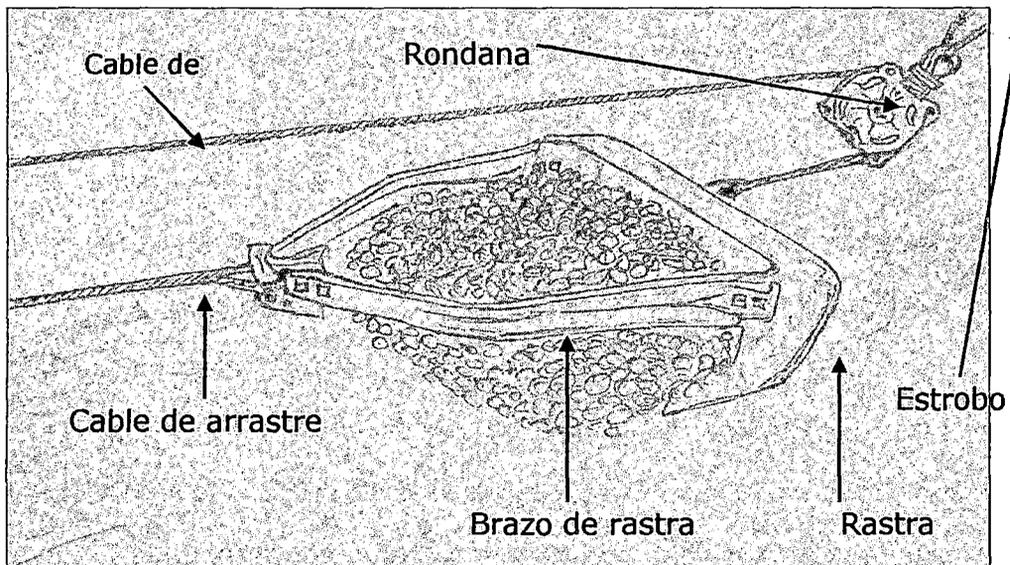
- Uniformidad o irregularidad del piso
- Disposición adecuada y ubicación de las poleas
- Habilidad y destreza del operador
- Angulo de inclinación del piso
- Granulometría y fragmentación del material a extraer
- Potencia del motor y tamaño de la rastra adecuada
- Número de tramos o etapas en que se hace la limpieza

El Trabajo de los Winches es siempre con gradiente a favor, salvo casos excepcionales como en recuperación de puentes y pilares al final de la vida del tajo.

### Partes del winche:



### Partes de la rastra



#### 4.1.2.- SOSTENIMIENTOS EN TAJEOS.

Es el sostenimiento más simple y de uso más frecuente en los tajeos generalmente se emplean puntales de madera redondos de 7 a 8 pulgadas de diámetro y cuarterones de 8" x 8", de longitudes variables de 3 a 10 pies longitud.

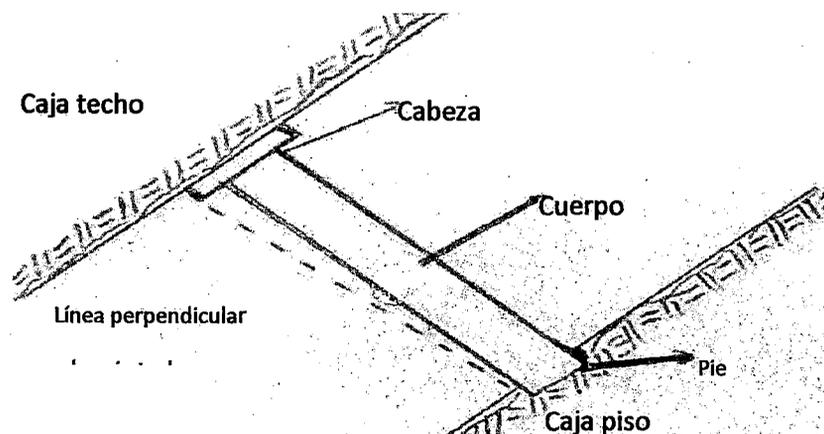
## **PARTES DE UN PUNTAL:**

- **CABEZA:** Es el extremo superior que va hacia la caja techo.
- **CUERPO:** Es todo el largo o puntal.
- **PIE:** Es el extremo inferior que va fijo en la patilla de la caja piso

Además se implementa con dos elementos auxiliares.

**PLANTILLA:** Es una tabla de madera de 2 o 3 pulgadas de grosor con longitud variada de 18 a 22 pulgadas de acuerdo al diámetro del puntal que se coloca en la cabeza del puntal sosteniendo la presión del techo

**PATILLA:**- Es una pequeña excavación que se hace en caja piso de 2" a 8" pulgadas de profundidad dependiendo a la dureza del terreno para impedir su deslizamiento del puntal.



**Figura N° 16:** Sostenimiento con puntal.

#### **4.1.3.-VENTILACIÓN.**

Para la ventilación de la mina se cuenta con 2 ventiladores principales de 50,000 CFM que trabajan como extractores que están ubicados en el Nv. 2550 CR LL, y desde aquí se evacua los gases y polvos por una RB 8 hasta el Nv 2650 y sale a superficie.

Se cuenta con 6 ventiladores de 20,000 CFM y 5 ventiladores de 10,000 CFM que trabajan como extractores o impelentes que son los ventiladores secundarios y están ubicados en las labores de acuerdo a cálculos realizados.

#### 4.1.4.- COSTO DE EXPLOTACION DEL OPEN STOPING.

CUADRO N° 4.1.1  
COSTO DE EXPLOTACION DE OPEN STOPING

DESCRIPCION	UND	CANTIDAD	PRECIO US \$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
<b>1 MANO DE OBRA:</b>					
Maestro perforista	H.H	4.00	1.17	4.68	
Ayudante perforista	H.H	4.00	0.97	3.88	
Operarios	H.H	8.00	0.78	6.24	
Capataz	H.H	0.25	1.37	0.34	
Leyes sociales (65%)				9.84	24.99
<b>2 EXPLOSIVOS Y MECHAS</b>					
Dinamita	Kg.	1.08	2.50	2.70	
Fulminante N° 8	U	12.00	0.90	10.80	
Examon P	Kg	12.67	1.63	20.65	
Guía de seguridad	m.	25.00	0.50	12.50	46.65
<b>3 EQUIPOS DE PERFORACION</b>					
Perforadora Jack Leg	H.M	3.00	20.00	60.00	
Barrenos de 3', 4', 6'	m.	22.00	1.43	31.46	91.46
<b>4 EQUIPO DE SEGURIDAD</b>					
Implementos de seguridad		5.00	1.00	5.00	5.00
<b>5 HERRAMIENTAS</b>					
Herramientas diversas(5% MO)				1.25	1.25
<b>6 MADERA:</b>					
Redondos de 7"x7"x 10'	Pies	27.00	1.50	40.50	
Tablas de 6" x2"x10'	Pies	24.00	2.50	60.00	100.50
<b>7 ENERGIA ELECTRICA:</b>					
Energía eléctrica	Kw-h	25.00	0.50	12.50	12.50
<b>COSTO TOTAL:</b>					282.35
TM/CORTE					15.55
<b>COSTO POR TONELADA (\$/TM)</b>					18.16

## **CAPITULO V**

# **METODO DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

### **5.1.- MÉTODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.**

El método de corte y relleno ascendente consiste en realizar cortes a lo largo del tajeo a manera de franjas, que una vez extraído se reemplaza con relleno sea detrítico o hidráulico.

En el nivel 2550 de la Veta Atahualpa se tiene que cambiar con este método por las siguientes razones:

- De acuerdo a la evaluación geomecánica las cajas tienen un RMR de 40 a 55 que le da una clase regular, es decir de baja competencia.

- De igual forma la veta tiene un RMR =50 que corresponde a una clase de roca regular.
- La potencia de la veta varía de 0.40 a 1.50 m.
- La mineralización está constituido por oro y requiere un método de explotación selectivo.
- El buzamiento de la veta en promedio es de 70°.

#### **5.2.-PREPARACION.-**

Teniendo una galería superior y una inferior separados a 50 m. se levantan dos chimeneas dobles de 8'x 4', también separados por 50 m. donde se instala tolva-camino-tolva (ver plano N° 4). Dejando un puente de 3.0 m. a partir de una de las chimeneas se corre un subnivel de 5'x 6' hasta comunicar a la otra chimenea, quedando de esta forma preparado el block de explotación de 50m. x 50m.

#### **5.3.- EXPLOTACIÓN.-**

El método de corte y relleno ascendente convencional se aplica de la siguiente manera:

##### **5.3.1.- PERFORACION.**

Se realiza con máquinas perforadoras tipo Jack leg y juego de barrenos 3', 4' y 6', perforándose taladros inclinados a 70° usando malla cuadrada de 0.50 x 0.50 m. La cantidad de taladros perforados por guardia es de 25. La malla obedece al siguiente cálculo:

$$B \text{ (pies)} = \frac{K_b \times D \text{ (pulg)}}{12}$$

12

Determinación de la Constante Kb				
Clase de explosivo	Densidad gr/cm <sup>3</sup>	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia media	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

Para nuestro caso  $K_b = 25$  roca media y usándose explosivo examon.

Diámetro taladro = 38 mm. = 1.49 pulg.

$B = \frac{25 \times 1.49}{12} = 3.10$  pies = 0.95 m.

12

$B = 0.95$  m.

Espaciamiento  $E = 1.15B \Rightarrow E = 1.15 \times 0.95 = 1.10$  m.

Malla 1.0 x 1.10 m.

Cálculo de la cantidad de carga explosiva:

Longitud de carga =  $\frac{2}{3} \times L = \frac{2}{3} \times 1.83 \text{ m} = 1.22 \text{ m} = 122 \text{ cm}$ .

Área taladro =  $3.1416 \times 3.8^2/4 = 9.62 \text{ cm}^2$

Volumen taladro =  $9.62 \text{ cm}^2 \times 122 \text{ cm} = 1,174 \text{ cm}^3$

Cantidad de explosivo/Tal =  $1,174 \text{ cm}^3 \times 0.90 \text{ gr/cm}^3 = 1,056 \text{ gr}$

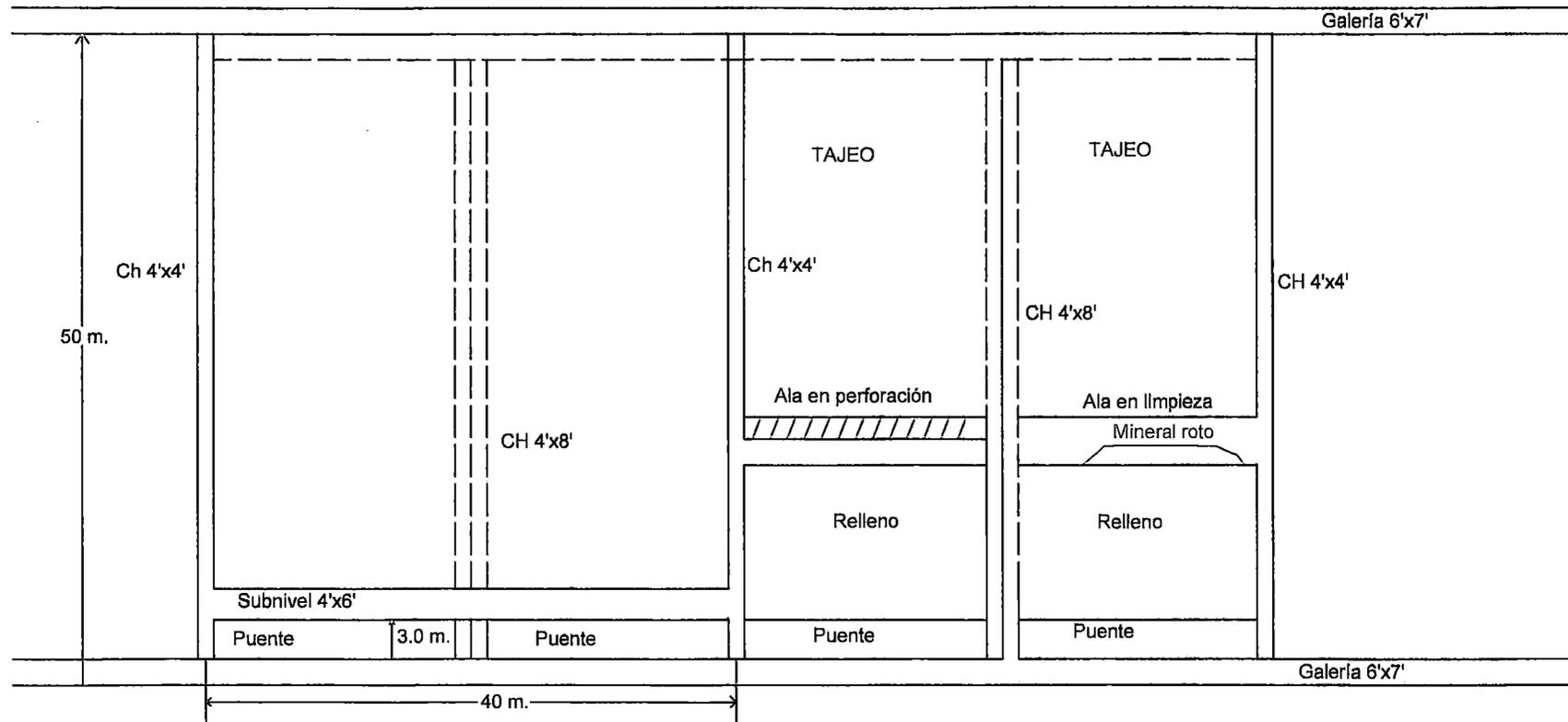
Total explosivo (examon) = 20 taladros x 1.056 Kg = 21.12 Kg

Cantidad de dinamita de 65% (cebo) = 20 cartuchos

Peso dinamita =  $0.09 \text{ gr/cartucho} \times 20 \text{ taladros} = 1.80 \text{ Kg}$ .

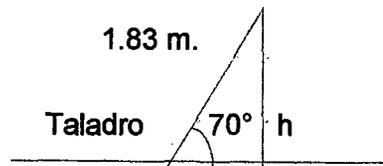
Total explosivo a utilizarse =  $1.80 \text{ Kg} + 21.12 = 22.92 \text{ Kg}$

Cálculo de factor de potencia:



U.N.S.C.H FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
<b>METODO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE          CONVENCIONAL</b>		
DISEÑO: G. Cuadros A.	ESCALA: 1/50	PLANO N°
REV:	FECHA: Agosto 2015	04

Área perforada = 1.20 m. x 11 m. = 13.20



Altura real de corte (h) =  $\text{sen } 70^\circ \times 1.83 = 1.72 \text{ m.}$

Volumen volada =  $13.20 \text{ m}^2 \times 1.72 \text{ m.} = 22.70 \text{ m}^3$

Tonelaje obtenido =  $22.70 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ TM/m}^3 = 61.29 \text{ TM}$

Factor de potencia =  $\frac{22.92 \text{ Kg}}{61.29 \text{ TM}} = 0.37 \text{ Kg/TM}$

### 5.3.2.-- VOLADURA:

Para cargar los taladros se emplea como cebo la dinamita de 45% - 65% y como carga de columna el Examon – P. Los accesorios de voladura utilizados son el Fulminante N° 8 y Guía de seguridad.

### 5.3.3.- LIMPIEZA:

La limpieza del mineral abatido es realizada con winches eléctricos de 10 HP y 20 HP y rastrillos de 24" a 36", cuyo tamaño es elegido de acuerdo a la potencia de la veta. Los winches se instalan convenientemente en dirección del echadero de mineral.

### 5.3.4.- RELLENO:

El espacio vacío dejado por la extracción del mineral se rellena con relleno detrítico, proveniente de labores de exploración, desarrollo y superficie. Esta operación se realiza por las chimeneas laterales. En caso de no contar con relleno detrítico, se ejecutan los "huecos de perro", en caja techo.

**5.3.5.- SOSTENIMIENTO:**

Después de realizado la voladura, las cajas propensos a desprenderse es sostenido con puntales de seguridad y pernos de roca tipo split set (cuando la potencia es mayor a 3.00 m.).

**5.3.6.- VENTILACIÓN:**

Para evacuar los gases y humos producidos por la voladura y proporcionar aire libre a los trabajadores durante el trabajo es suministrado mediante la ventilación natural, donde el aire libre ingresa por las galerías inferiores y sube por las chimeneas hasta los lugares de explotación. En los frentes ciegos la ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos de 10,000 CFM y mangas de 16" de diámetro.

**5.4.- PERSONAL.**

La cantidad de personal requerido para la explotación del tajeo mediante la aplicación del método de corte y relleno convencional es:

OCUPACIÓN	CANTIDAD
Maestro perforista	01
Ayudante perforista	01
Operarios	02
Capataz	01
Total personal:	07

**5.5.- EQUIPOS.**

El equipo necesario empleado en la explotación es el siguiente:

Perforadoras: Jack Leg, marca Mexicana RNP, modelo FL7

Winche: Marca JOY, eléctrico de 10 HP, para cable de 3/8"

Compresora: estacionaria, marca Atlas Copco, modelo ER de 1,000 CFM

#### **5.6.- RENDIMIENTOS.**

Los rendimientos obtenidos son:

- Rendimiento hombre-guardia = 3.8 a 4.0 TM/tarea.
- Factor de potencia = 0.0.37 Kg/ TM
- Mineral roto por tajeo = 490 TMS/mes (2 cortes/ 2 alas).
- Rotura por taladro = 5.43 TM

#### **5.7.- COSTO DE EXPLOTACIÓN.**

El costo de explotación actual mediante el método de corte y relleno ascendente es conforme se muestra en el cuadro N° 5.7.

**CUADRO N° 5.7**  
**COSTO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**

DESCRIPCION	UND	CANTIDAD	PRECIO US \$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
<b>1 MANO DE OBRA:</b>					
Maestro perforista	H.H	4.00	1.17	4.68	
Ayudante perforista	H.H	4.00	0.97	3.88	
Operarios	H.H	8.00	0.78	6.24	
Capataz	H.H	0.25	1.37	0.34	
Leyes sociales (65%)				9.84	24.99
<b>2 EXPLOSIVOS Y MECHAS</b>					
Dinamita	Kg.	1.80	2.50	4.50	
Fulminante N° 8	U	20.00	0.90	18.00	
Examon P	Kg	21.12	1.63	34.43	
Guía de seguridad	m.	70.00	0.50	35.00	91.93
<b>3 EQUIPOS DE PERFORACION</b>					
Perforadora Jack Leg	H.M	4.00	20.00	80.00	
Barrenos de 3', 4', 6'	m.	36.00	1.43	51.48	131.48
<b>4 EQUIPO DE LIMPIEZA</b>					
Winche de 7.5 HP	HM	4.00	5.00	20.00	20.00
<b>5 EQUIPO DE SEGURIDAD</b>					
Implementos de seguridad		5.00	1.00	5.00	5.00
<b>6 HERRAMIENTAS</b>					
Herramientas diversas(5% MO)				1.25	1.25
<b>7 MADERA:</b>					
Redondos de 7"x7"x 10'	Pies	45.00	1.50	67.50	
Tablas de 6" x2"x10'	Pies	100.00	2.50	250.00	317.50
<b>8 RELLENO</b>					
Relleno detrítico	m3	23.00	10.00	230.00	230.00
<b>9 ENERGIA ELECTRICA:</b>					
Energía eléctrica	Kw-h	40.00	0.50	20.00	20.00
<b>COSTO TOTAL:</b>					842.14
TM/CORTE					61.29
COSTO POR TONELADA (\$/TM)					13.74

## **CAPITULO VI**

### **EVALUACIÓN ECONÓMICA-FINANCIERA**

#### **6.1.- VIDA DE LA MINA.-**

Se tiene programado que la Veta Atahualpa - Lola tendrá una producción diaria será de 300 TMS y la producción mensual de 9,000 TMS y una producción anual de 108,000 TM, por lo tanto la vida de la mina considerando las reservas actuales cubicadas será:

$$\text{Vida mina} = \frac{109,870}{108,000} = 1.017 \Rightarrow 1 \text{ año}$$

#### **6.2. VALOR DE LA PRODUCCION.**

Precio de 1 Onz Troy de oro (proyectado al 2015) = US \$ 1,100

Precio de 1 gramo de oro = US\$ 35.48

Recuperación metalúrgica = 85 %

Factor de pago = 90 %

Valor de 1 TMS de mineral de cabeza:

$$= 14.10 \text{ gr.} \times 35.48 \text{ \$/gr} \times 0.85 \times 0.90 = 382.70 \text{ \$/TM}$$

Valor de la producción mensual:

Reservas minerales = 109,870 TM

Producción mensual = 9,000 TM

Valor Producción mensual = 9,000 TM x 407.95 = \$ 3'671,525

### 6.3.- DEPRECIACION DE ACTIVOS.

La Empresa Poderosa, tiene establecido una valor de 3.45 \$/TM para la depreciación de activos, en consecuencia la depreciación resulta:

Depreciación = \$3.45 x 9,000 TM/mes = \$31,050.

### 6.4.- COSTO DE PRODUCCION.

Los costos de producción aplicando el método de corte y relleno ascendente convencional, como su tratamiento, administración y ventas comprenden los siguientes rubros:

COSTOS	US \$/TM
Costo de exploración	12
Costo de explotación	13
Costos directos mina	18
Costo de tratamiento	20
Costos directos planta	15
Gastos administrativos	17
Gastos financieros	19
Gastos de venta	16
Total	130

## 6.5.- INVERSIONES.

Para poder explotar las reservas actuales de la Mina Atahualpa, es necesario realizar labores de desarrollo y preparación, para lo cual se requiere efectuar la siguiente inversión:

	UNIDAD	CANTIDAD	C.UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
<b>LABORES:</b>					
Galerías de 2.40 x 2.40 m.	Mts.	2,500	450	1,125,000	
Chimeneas simples de 1.50 x 1.50 m.	Mts.	1,500	250	375,000	
Chimeneas dobles de 1.50 x 2.40 m.	Mts.	1,000	360	360,000	
Subniveles de 1.50 m. x 1.80 m.	Mts.	2,000	280	560,000	
Explotación tajeos	TMS	109,870	13.70	1,505,219	
<b>SUBTOTAL</b>					3,925,219
Imprevistos 10%					392,522
Escalamiento 5%					196,261
<b>TOTAL INVERSIONES</b>					4,514,002

En el cuadro de inversiones no se considera la adquisición de equipos debido a que tanto la construcción de labores como la explotación del mineral serán realizadas por empresas contratistas.

## 6.6.-FINANCIAMIENTO DE LA INVERSION.

El capital requerido para la explotación de la Mina Atahualpa, será financiado con recursos propios de la empresa, es decir con recursos generados por la venta de mineral.

## 6.7.- CRONOGRAMA DE INVERSIONES.

El proyecto de explotación de la Mina Atahualpa se implementará durante un año conforme al siguiente cronograma de actividades mostrado a continuación:

BIMESTRE		1	2	3	4	5	6
N°	ACTIVIDAD						
1	Construcción de galerías de 2.40 x 2.40 m.						
2	Construcción chimeneas simples 1.50 x 1.50 m.						
3	Construcción chimeneas dobles 1.50 x 2.40 m.						
4	Construcción de subniveles 1.50 x 1.80 m.						
5	Explotación tajeos						

## 6.8. ESTADOS FINANCIEROS.

Teniendo en cuenta el valor del mineral, las reservas, el costo de producción, depreciación e inversiones, se ha elaborado el cuadro de Ganancias y Pérdidas y el flujo de caja para una operación de un año, como se detalla a continuación.

CUADRO N° 6.8

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS						
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	TOTAL
Producción TM		27,000	27,000	27,000	28,870	109,870
Valor de la Producción		10,332,900	10,332,900	10,332,900	11,048,549	42,047,249
Costo de Producción		3,510,000	3,510,000	3,510,000	3,753,100	14,283,100
UTILIDAD BRUTA		6,822,900	6,822,900	6,822,900	7,295,449	27,764,149
Depreciación		93,150	93,150	93,150	99,602	379,052
Utilidad antes de impuestos		6,729,750	6,729,750	6,729,750	7,195,848	27,385,098
Impuestos (30%)		2,018,925	2,018,925	2,018,925	2,158,754	8,215,529
UTILIDAD NETA		4,710,825	4,710,825	4,710,825	5,037,093	19,169,568
FLUJO DE CAJA						
INGRESOS						
Utilidad neta		4,710,825	4,710,825	4,710,825	5,037,093	19,169,568
Depreciación		93,150	93,150	93,150	99,602	379,052
Total ingresos		4,803,975	4,803,975	4,803,975	5,136,695	19,548,620
EGRESOS						
Inversiones	4,514,002					
Total egresos						
FLUJO NETO	-4,514,002	4,803,975	4,803,975	4,803,975	5,136,695	15,034,618

## 6.9.- EVALUACION ECONOMICA – FINANCIERO.

### 6.9.1.- VALOR ACTUAL NETO (VAN).

Considerando una tasa de actualización del 30 %, anual y 2.5 % mensual (7.5% trimestral se tiene:

CUADRO N°6.9.1

TRIMESTRE	FLUJO	FACTOR ACTUALIZ $1(1+i)^n$	FLUJO ACTUALIZ.
0	-4,514,000	1.00000	-4,514,000
I	4,803,975	0.93023	4,468,802
II	4,803,975	0.86533	4,157,024
III	4,803,975	0.80496	3,867,008
IV	5,136,695	0.74880	3,846,357
VAN			11,825,190

### 6.9.2.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

A fin de determinar la rentabilidad del proyecto, se ha calculado la tasa interna de retorno, aplicando la siguiente fórmula:

TIR = -Valor actual egresos (inversión) + valor actual ingresos (Flujos generados)

Fórmula que se traduce en:

$$\begin{aligned} \text{TIR} = & \frac{(4'514,002)}{(1+i)^0} + \frac{4'803,975}{(1+i)^1} + \frac{4'803,975}{(1+i)^2} + \frac{4'803,975}{(1+i)^3} \\ & + \frac{5'136,695}{(1+i)^4} = 0 \end{aligned}$$

Dando valores a "i" se obtiene un TIR = 100.26%

Este TIR es superior a tasa del 30 % que tiene fijado la empresa como una tasa de actualización del capital.

### 6.9.3.- PERIODO DE RECUPERACION DEL CAPITAL.

Trimestre	Flujo	Factor Actual. US\$	Flujo Actualizado US\$	Flujo Acumulado US\$
I	4'803,975	0.93023	4'468,802	4'468,802
II	4'803,975	0.86533	4'157,024	8'625,826

$$\text{Flujo mensual bimestre II} = \frac{\$ 4'157,024}{3} = \$1'385,675$$

$$\text{Cantidad que falta cubrir} = \$4'514,000 - \$4'468,802 = \$45,198$$

$$\text{Flujo diario bimestre II} = \frac{\$1'385,675}{30} = \$46,189$$

$$\text{Días requeridos} = \frac{\$ 45,198}{\$ 46,189} = 0.98 \Rightarrow 1 \text{ mes}$$

$$\text{Periodo de recuperación del capital} = 3 + 1 = 4 \text{ meses}$$

### 6.10.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD.

Para determinar la rentabilidad se ha hecho el análisis de sensibilidad bajo dos alternativas, la primera a la baja de los precios de los metales y la segunda al incremento del costo de producción.

#### 6.10.1.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS:

La explotación mediante corte y relleno convencionales es rentable hasta una baja de 273.30 \$/TM del valor del mineral de cabeza, que representa una disminución del valor en un 62 % y dado la coyuntura actual de la economía mundial, la disminución en el precio de los metales puede darse en los próximos cinco años.

En el cuadro 6.10.1 se detalla los resultados del análisis de sensibilidad a los precios.

**CUADRO N° 6.10.1**

**ANALISIS DE SENSIBILIDAD A LOS PRECIOS**

<b>ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS</b>						
<b>TRIMESTRE</b>	<b>0</b>	<b>I</b>	<b>II</b>	<b>III</b>	<b>IV</b>	<b>TOTAL</b>
Producción TM		27,000	27,000	27,000	28,870	109,870
Valor de la Producción		6,407,100	6,407,100	6,407,100	6,850,851	26,072,151
Costo de Producción		3,510,000	3,510,000	3,510,000	3,753,100	14,283,100
<b>UTILIDAD BRUTA</b>		2,897,100	2,897,100	2,897,100	3,097,751	11,789,051
Depreciación		93,150	93,150	93,150	99,602	379,052
Utilidad antes de impuestos		2,803,950	2,803,950	2,803,950	2,998,150	11,410,000
Impuestos (30%)		841,185	841,185	841,185	899,445	3,423,000
<b>UTILIDAD NETA</b>		1,962,765	1,962,765	1,962,765	2,098,705	7,987,000
<b>FLUJO DE CAJA</b>						
<b>INGRESOS</b>						
Utilidad neta		1,962,765	1,962,765	1,962,765	2,098,705	7,987,000
Depreciación		93,150	93,150	93,150	99,602	379,052
<b>Total ingresos</b>		2,055,915	2,055,915	2,055,915	2,198,306	8,366,051
<b>EGRESOS</b>						
Inversiones	4,514,002					
<b>Total egresos</b>						
<b>FLUJO NETO</b>	-4,514,002	2,055,915	2,055,915	2,055,915	2,198,306	3,852,049

**6.10.2.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS:**

Los costos de producción tienden cada vez a incrementarse y para el caso nuestro el proyecto de explotación mediante corte y relleno ascendente convencional es rentable hasta una subida en los costos de producción en 275 \$/TM que representa un aumento del 111 %, conforme se detalla en el cuadro N° 6.10.2.

CUADRO N° 6.10.2

ANALISIS DE SENSIBILIDAD A LOS COSTOS

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS						
TRIMESTRE	0	I	II	III	IV	TOTAL
Producción TM		27,000	27,000	27,000	28,870	109,870
Valor de la Producción		10,332,900	10,332,900	10,332,900	11,048,549	42,047,249
Costo de Producción		7,425,000	7,425,000	7,425,000	7,939,250	30,214,250
UTILIDAD BRUTA		2,907,900	2,907,900	2,907,900	3,109,299	11,832,999
Depreciación		93,150	93,150	93,150	99,602	379,052
Utilidad antes de impuestos		2,814,750	2,814,750	2,814,750	3,009,698	11,453,948
Impuestos (30%)		844,425	844,425	844,425	902,909	3,436,184
UTILIDAD NETA		1,970,325	1,970,325	1,970,325	2,106,788	8,017,763
FLUJO DE CAJA						
INGRESOS						
Utilidad neta		1,970,325	1,970,325	1,970,325	2,106,788	8,017,763
Depreciación		93,150	93,150	93,150	99,602	379,052
Total ingresos		2,063,475	2,063,475	2,063,475	2,206,390	8,396,815
EGRESOS						
Inversiones	4,514,002					
Total egresos						
FLUJO NETO	-4,514,002	2,063,475	2,063,475	2,063,475	2,206,390	3,882,813

**6.11.- RESULTADOS DE LA EVALUACION ECONOMICA.**

Conforme a los resultados de los índices financieros hallados, el proyecto de explotación de las reservas de mineral de la Mina Atahualpa-Lola es de alta rentabilidad y el tiempo de recuperación del capital invertido es solo en 4 meses, además conforme al análisis de sensibilidad es rentable tanto a la baja del valor del mineral de cabeza de 273 \$/TM y a una subida de los costos hasta 275 \$/TM, por lo que se justifica su implementación del proyecto de explotación e incrementará las utilidades de la Empresa Poderosa.

## CONCLUSIONES

- 1.- La veta Atahualpa -Lola se encuentra hospedado en el batolito de Patáz constituido por granodiorita, microdiorita y granito.
- 2.- El mineral aurífero se halla en filones de cuarzo con concentraciones lenticulares de sulfuros principalmente por pirita y contenido de oro libre.
- 3.- La veta Atahualpa – Lola, según la cubicación realizada al 31 de diciembre del 2014 cuenta con una reserva de mineral de 109,870 TMS y con una ley de 14.10 gr/TM de oro.
- 4.- El macizo rocoso donde se encuentra emplazada las vetas, es el batolito de Patáz que se halla perturbada a consecuencia de los esfuerzos sometidos en épocas pasadas, dando como resultado la presencia de, fracturas y fallas los cuales inciden en la estabilidad de las labores subterráneas.
- 5.- Conforme al estudio geomecánico realizado se ha determinado los siguientes tipos de rocas: I-B muy buena, II-A Buena A, II-B Buena B, III-A regular A, III-B regular B, IV-A mala A, IV-B mala B y V-A muy mala A.
- 6.- En la parte alta de la Veta Atahualpa \_ Lola se vino aplicando el método de Open Stopping ascendente, que es un método costoso, peligroso y de bajo rendimiento.

- 7.- En base a la evaluación geomecánica se ha visto por conveniente cambiar al método de corte y relleno ascendente convencional, que es un método de mejor rendimiento y seguro.
- 8.- Para la implementación del método de explotación propuesto es necesario realizar inversión en desarrollo, preparación y explotación cuyo monto asciende a US\$ 4'514,002 que será financiado por la Empresa Poderosa.
- 9.- Las reservas actuales y a un ritmo de producción de 300 TMD, dan una vida a la mina de un año; sin embargo de continuarse con las exploraciones es posible que se encuentre otras reservas minerales.
- 10.- Hecho la evaluación económica el proyecto de explotación de la Veta Atahualpa - Lola es de alta rentabilidad y por lo tanto justifica plenamente su ejecución tanto económica y técnicamente.

## **RECOMENDACIONES.**

- 1.- Se debe controlar la dilución del mineral en los tajeos, mejorando la supervisión por parte de las contratistas encargadas de la explotación.
  
- 2.- Las tablas geomecánicas deben cambiarse de formato, tamaño y que estén al alcance de los trabajadores y divulgados mediante charlas.
  
- 3.- Se debe exigir a las contratistas el uso de la clasificación geomecánica en el diseño de sus mallas de perforación y obtención del factor de potencia según el tipo de roca.
  
- 4.- En las labores donde se tenga el tipo de roca tipo III-B y IV-A se debe emplear la voladura controlada, para evitar la sobre perforación y lograr la estabilidad del techo.
  
- 5.- La evaluación de la capacidad resistente de los tipos de sostenimiento se debe continuar en otras condiciones de las rocas existentes en la mina, a fin de conocer realmente la capacidad de carga a soportar.

## BIBLIOGRAFÍA



- 1.-BUSTILLO REVUELTA. M. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Edit. Entorno Gráfico S.L. Madrid 1997
  
- 2.- COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A. Depto. Geología de la Veta San Atahualpa y Consuelo. Reporte interno. Dic.2014
  
- 3.- HOEK AND BROWN. Excavaciones subterráneas en roca. Editorial Mc Graw Hill. Nueva York 1990.
  
4. - HUSTRULID W. A and BULLOCK R.L. Underground Mining Methods. Edit. McGraw Hills. Nueva York 2000.
  
- 5.- INSTITUTO TECNOLOGICO GEOMINERO DE ESPAÑA. Manual de evaluación técnico – económica de proyectos mineros de inversión. Madrid 1997
  
- 6.- LOPEZ JIMENO. Diseño de Minas y proyectos mineros. España – UPM, 2da. Edición, Madrid 2006
  
- 7.- LLANQUE MOSQUERA. E. Explotación Subterránea – Métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano, Puno 1995.