

# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA**



**“MEJORA DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA EL  
INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN EN LA MINA TICLIO”**

## **INFORME DE SUFICIENCIA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:**

**PEDRO GERARDO GUTIERREZ TITO**

**ASESOR:**

**Ing. ELVIS WILLIAM VALENCIA CHAVEZ**

**LIMA - PERÚ  
2014**

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar a Dios, porque sus bendiciones iluminaron mi camino. Con especial cariño y reconocimiento a mi padre Gerardo, mi esposa Margarita y mis hijos Andrés, Leandro y mi tía Berta por su paciencia y apoyo incondicional. Al Gerente Ing. Rubén Landeo Lagos por su apoyo en la realización de proyectos innovadores en la Unidad Minera Ticlio en Volcán Compañía Minera. A mi Alma Mater, La Universidad Nacional de Ingeniería, que me acogió y formó con bases sólidas para alcanzar el éxito profesional.

## **DEDICATORIA**

A Dios y mi padre por permitirme hacerlo.

A margarita mi esposa por motivarme y tenerme paciencia.

A mis hijos y mi tía por ser la inspiración de mi trabajo

## ÍNDICE

	Pág.
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	2
<b>DEDICATORIA</b> .....	3
<b>ÍNDICE</b> .....	4
<b>INDICE DE FIGURAS</b> .....	9
<b>INDICE DE TABLAS</b> .....	10
<b>RESUMEN</b> .....	11
<b>ABSTRACT</b> .....	13
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	15
<b>CAPITULO I</b> .....	17
<b>ASPECTOS GENERALES</b> .....	17
<b>1.1 GENERALIDADES</b> .....	17
<b>1.1.1 Antecedentes</b> .....	17
<b>1.2 UBICACIÓN</b> .....	19
<b>1.3 ACCESIBILIDAD</b> .....	20
<b>1.4 TOPOGRAFIA</b> .....	21
<b>1.5 ORGANIZACIÓN</b> .....	21
<b>1.5.1 ORGANIGRAMA</b> .....	21

1.5.2 POLITICA SSOMAC.....	22
<b>CAPITULO II.....</b>	<b>23</b>
<b>ASPECTOS GEOLÓGICOS.....</b>	<b>23</b>
<b>2.1 MARCO GEOLÓGICO REGIONAL.....</b>	<b>23</b>
<b>2.2 ESTRATIGRAFÍA .....</b>	<b>29</b>
2.2.1 Grupo Goyllarisquizga (Cretáceo) .....	29
2.2.2 Grupo Machay (Cretáceo) .....	30
2.2.3 Formación Jumasha .....	30
2.2.4 Formación Casapalca (terciario).....	31
2.2.5 Formación Carlos Francisco.....	31
2.2.6 Formación Río Blanco .....	32
<b>2.3 ROCAS INTRUSIVAS .....</b>	<b>32</b>
2.3.1 Diorita Anticona.....	32
2.3.2 Cuarzo Monzonita Ticlio (Pórfido de Ticlio).....	33
2.3.3 Pórfido Dacítico .....	34
2.3.4 Diorita Porfirítica Meiggs .....	35
<b>2.4 Geología Económica .....</b>	<b>35</b>
2.4.1 Cuerpo Mineralizado Ariana .....	36
2.4.2 Veta Principal.....	39
2.4.3 Veta Ramal Techo.....	41
2.4.4 Otras Vetas: .....	43
<b>CAPÍTULO III.....</b>	<b>44</b>
<b>DEFINICIONES DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES .....</b>	<b>44</b>
<b>3.1 INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>44</b>

<b>3.2 RECURSOS MINERALES</b> .....	47
<b>3.2.1 Recurso Mineral Inferido</b> .....	47
<b>3.2.2 Recurso Mineral Indicado</b> .....	48
<b>3.2.3 Recurso Mineral Medido</b> .....	49
<b>3.3 RESERVAS MINERALES</b> .....	49
<b>3.3.1 Reserva Mineral Probable</b> .....	51
<b>3.3.2 Reserva Mineral Probada</b> .....	52
<b>CAPÍTULO IV</b> .....	53
<b>CRITERIOS Y FACTORES DE ESTIMACIONES DE RECURSOS</b> .....	53
<b>4.1 CLASES DE DERECHOS MINEROS</b> .....	53
<b>4.2 BLOQUES DE CUBICACIÓN</b> .....	53
<b>4.3 GRAVEDAD ESPECÍFICA</b> .....	54
<b>4.4 ESTIMACIÓN DE LEYES</b> .....	56
<b>4.4.1 Muestreo</b> .....	56
<b>4.4.2 Laboratorio</b> .....	57
<b>4.4.3 Factores de Corrección</b> .....	57
<b>4.4.4 ESTIMACIONES</b> .....	58
<b>CAPITULO V</b> .....	59
<b>GEOMECANICA EN LA MINA TICLIO</b> .....	59
<b>5.1. ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS</b> .....	59
<b>5.2. LOGUEOS GEMOMECÁNICOS</b> .....	60
<b>5.3. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS</b> .....	61
<b>5.3.1 Sistema de Clasificación RMR</b> .....	61
<b>5.3.2 Geological Strength Index (GSI)</b> .....	63

5.3.3 Interpretación RMR del GSI.....	65
5.4. ANÁLISIS DEL MACIZO ROCOSO.....	66
5.4.1 Datos de Campo.....	66
5.4.2 Descripción del Modelo Litológico .....	67
5.4.3 Análisis Geomecánico Computacional.....	68
5.4.4 Tipo de Sostenimiento .....	75
5.4.5 Tiempo de Auto-Soporte.....	75
CAPITULO VI .....	79
CONSIDERACIONES PARA LA MEJORA DE LA EXPLOTACION.....	79
6.1 INTRODUCCIÓN.....	79
6.2 OBJETIVOS.....	79
6.3 CONSIDERACIONES, PLANEAMIENTO E INGENIERÍA DE DISEÑO .....	80
6.3.1 Geológicas.....	80
6.3.2 Geomecánicas.....	81
6.3.3. Ingeniería de Diseño.....	81
6.4. ETAPAS DE MINADO.....	82
6.4.1. Preparaciones de Labores.....	82
6.4.2 DISEÑO DE LA MALLA Y MARCADO DE LABORES.....	82
6.5. EQUIPO DE PERFORACIÓN.....	84
6.5.1. Instalación del Equipo de Perforación y la Perforación.....	84
6.6 CARGUÍO DE EXPLOSIÓN Y VOLADURA.....	85
6.7 LIMPIEZA DEL MINERAL .....	86
6.8. CONTROLES Y PARÁMETROS.....	86
CAPITULO VII .....	88

<b>APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA VETA RAMAL TECHO .....</b>	<b>88</b>
<b>7.1 PREPARACIONES.....</b>	<b>88</b>
<b>7.2 CRITERIOS DE DISEÑO .....</b>	<b>89</b>
<b>7.2.1 Consideraciones .....</b>	<b>89</b>
<b>7.2.2 Antecedentes.....</b>	<b>90</b>
<b>7.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....</b>	<b>90</b>
<b>7.3.1 Sub. Level Stoping. ....</b>	<b>90</b>
<b>7.4 CICLO DE MINADO.....</b>	<b>93</b>
<b>7.4.1 PERFORACIÓN.....</b>	<b>93</b>
<b>7.4.2 DESVIACION .....</b>	<b>93</b>
<b>7.4.2 Incremento De Los Costos De Operación Por Efecto de la Desviación.....</b>	<b>94</b>
<b>7.4.3 ACTIVIDADES A REALIZAR PARA REDUCIR EL RANGO DE DESVIACION.....</b>	<b>95</b>
<b>7.5 VOLADURA.....</b>	<b>96</b>
<b>7.6 LIMPIEZA Y EXTRACCIÓN.....</b>	<b>98</b>
<b>CAPITULO VIII .....</b>	<b>99</b>
<b>8.1 PRODUCCIÓN POR MINA 2014 .....</b>	<b>99</b>
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>110</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>112</b>
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....</b>	<b>114</b>



## INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1. Plano de ubicación de la Unidad Ticlio .	20
Figura N° 2. Plano de ubicación de la mina Ticlio	24
Figura N° 3. Domo de Yauli	25
Figura N° 4. Geología local	27
Figura N° 5. Sección Transversal – Geología Local	28
Figura N° 6. Columna estratigráfica	29
Figura N° 7. Sección transversal – Cuerpo Ariana	37
Figura N° 8. Sección transversal de vetas	42
Figura N° 9. Clasificación y relación entre recursos y reservas minerales	46
Figura N° 10. Ensayo de Compresión Simple	60
Figura N° 11. Logueos geomecánicos	61
Figura N° 12: Esquema de distribución litológica	68
Figura N° 13 : Tiempo de Auto Soporte	76
Figura N° 14 : Plano geomecánico	77
Figura N° 15 : Sección Longitudinal Sub. Niveles	91
Figura N° 16: Secuencia de Minado	91
Figura N° 17 : Equipo de perforación, carguio y sostenimiento	92
Figura N° 18 : Malla de producción	97
Figura N° 19 : Malla De Perforación Chimeneas Burn Cut Hole	98

## INDICE DE TABLAS

Tabla N° 01. Estimación de leyes	56
Tabla N° 02: Propiedades Mecánicas de las Rocas Intactas (Datos referenciales a excepción de la Resistencia compresión simple)	59
Tabla N° 03: Clasificación Geomecánica	62
Tabla N°04. Clasificación RMR	63
Tabla N° 05: Clasificación Geomecánica	64
Tabla N° 06: Esquema General de la Clasificación GSI	65
Tabla N° 07: Datos	66
Tabla N° 08: Tabla de propiedades de los materiales	67
Tabla N° 09. Parámetros Geomecánicos de Análisis	78
Tabla N° 10. Parámetros de Deformación y Resistencia	78
Tabla N° 11. Preparaciones de desmonte	89
Tabla N° 12. Equipos de perforación y limpieza	92

## **RESUMEN**

VOLCAN COMPAÑÍA MINERA , es una empresa polimetálica en su conjunto está considerada como mediana a gran minería, con una producción promedio mensual de 573,300 tms de mineral polimetálica en sus 5 unidades, referente al Zn ocupa el primer lugar en Latinoamérica y cuarto a nivel mundial.

En la introducción se presenta las condiciones encontradas en la operación de la mina que motivo a llevar a cabo esta aplicación de minado; asimismo se explica los objetivos que se propone alcanzar.

En el capítulo I se da a conocer los aspectos generales y la estructura del funcionamiento de la mina.

En el Capítulo II se presenta los aspectos geológicos del yacimiento para explicar el comportamiento de las estructuras mineralizadas de la Unidad Minera de Ticlio y asociar vetas potenciales con condiciones para la aplicación de la variante del método de minado propuesto.

En el capítulo III se describe el método de explotación tradicional de la mina Ticlio que se ha venido aplicando hace un año, incidiendo a detalle en el ciclo de minado para identificar las variantes en el método propuestos para el incremento de la producción. Se explican las operaciones unitarias de la explotación, el manejo de los recursos y destinos de los materiales de la explotación.

En el capítulo IV se presenta la propuesta de la aplicación de la variante de crear bypass paralelo a la veta y entrar con un crucero acortando el tajeo en 150 metros de minado tajeo por subniveles con taladros largos.

Las conclusiones y recomendaciones derivadas a partir del desarrollo y optimización del método aplicado en la Unidad Minera Ticlio, que puedan servir de base a futuros estudios sobre esta variante en el método de minado o también de modelo para yacimientos que cumplan con el estándar de diseño expuesto.

Finalmente, los anexos que detallan los procedimientos de trabajo y costos base, ilustran los diseños en planos y estándar de minado.

## **ABSTRACT**

VOLCAN Mining Company, is a polymetallic company as a whole is considered medium to large mining, with an average monthly production of 573.300 tms of polymetallic ore in its 5 units Concerning the Zn ranks first in Latin America and fourth in the world.

In the introduction to the conditions encountered in the operation of the mine that has reason to carry this application also undermined the objectives it has set explains.

Chapter I disclosed the General Aspects and structure of the operation of the mine.

Geological aspects of the site is presented in Chapter II to explain the behavior of the mineralized structures and Mining Unit Ticlio veins with associated potential conditions for the application of the proposed variant of the method of mining .

In Chapter III the method of traditional exploitation of Ticlio mine that has been implemented a year ago to detail affecting mining cycle to identify variations in the method proposed for the increase in production is described. Unit operations of exploitation, management of resources and destinations from exploitation materials are explained.

Implementing the proposed variant to create parallel vein bypass and go with a cruise shortening tajeo in 150 meters of mined tajeo by sublevels with long holes is presented in Chapter IV.

The conclusions and recommendations arising from the development and optimization of the method applied in Ticlio Mining Unit, which may serve as a basis for future studies of this variant in the mining method and also a model for sites that meet the design standard exposed .

Finally , the annexes detailing work procedures and cost base, illustrate the designs in drawings and standard mining .

## **INTRODUCCIÓN**

Ticlio es una unidad Minera polimetálica perteneciente a VOLCAN COMPAÑÍA MINERA, la cual cuenta con vetas principales, secundarias y un cuerpo mineralizado.

Desde sus primeros trabajos fue desarrollada y preparada para la explotación de vetas angostas, las cuales se han venido trabajando con métodos convencionales tradicionales como son el Open Stopping, el Shrinkage. Estos métodos siempre han significado retos operativos importantes inherentes al ciclo de minado, para buscar trabajar con altos estándares de seguridad, con incremento de la productividad de los tajos, y como consecuencia, lograr la reducción de los costos de producción.

Desde el año 2007 Ticlio se convirtió en una mina mecanizada trabajando con el método de explotación de corte y relleno ascendente mecanizada utilizando taladros largos, el cual es un proceso de mejora continua se busca la constante

mecanización e incremento de la productividad estudiando y aplicando nuevas alternativas para este fin.

En este contexto, luego de un profundo análisis de las reservas en sus características del yacimiento, se identificaron que la veta ramal techo con sectores favorables en sus parámetros geológicos, geomecánicos y económicos para la implementación de bypass paralelo a la veta en 150 metros para luego hacer un crucero y así tener el tajo preparado en menos tiempo y una altura de banqueo de 10 metros estandarizado para la veta ramal techo y la perforación con taladros largos y su directa repercusión en la seguridad por la mínima, exposición del personal en condiciones de mecanización, en el incremento de producción en menos tiempo y en la reducción de costos.

Para ello se diseña una rampa positiva y negativa de 13% delimitando el tajo 150 metros por los bypass con sus chimeneas de servicio y echaderos que dan forma a los bloques de explotación. El relleno detrítico proviene en estéril y sirven como piso para los bloques superiores.

Los objetivos planteados son: Fortalecer nuestra gestión de seguridad, desarrollar el método minado en la veta con taladros largos con banqueo de 10 metros, acelerar la explotación reduciendo el tiempo de los niveles de preparación en tema del sostenimiento no se deteriore, gastar en resanar el subninel y lograr un minado sistemático, productivo de bajo costo.



## **CAPÍTULO I**

### **ASPECTOS GENERALES**

#### **1.1 GENERALIDADES**

##### **1.1.1 Antecedentes**

Ticlio es la primera mina de la Compañía Minera Volcan, inicio sus laboreos en 1943 habiendo cerrado sus operaciones en tres oportunidades, la actual gestión inicia sus actividades en el 2005.

En 1943 se funda Volcán Mines Company y adquiere la mina Ticlio polimetálica de vetas angostas.

En 1944 inicio de producción de Mina Ticlio y el mineral es vendido a la concentradora Mahr túnel de Cerro de Pasco Corporation.

En 1953 Se construye la concentradora Ticlio con 450TMD.

En 1944 – 1961 la mina produce 2 millones de TMS en vetas angostas.

En 1961 Cierre de la mina y concentradora Ticlio por bajo precio de metales y caída de leyes, los equipos de la concentradora fueron trasladados a la concentradora victoria.

En 1968 – 1993 La mina fue alquilada a operadores locales (Santa Rita, Morococha, Centrominas y Austrid Duvas).

En 1996 Volcan reinicio los trabajos y proceso relaves antiguos en la concentradora Susana – Centraminas.

En 1997 reinicio de la producción de la mina a 4000TM/MES y tratamiento en la concentradora Mahr Tunel con buena metalurgia.

En 2001 descubrimiento del cuerpo ariana (250000TMS).

En el 2002 Cierre de la mina por caída de los precios y falta de liquidez.

En 2005 reapertura con los trabajos en una etapa de pre producción, habiendo rehabilitado y preparado parte de la mina y hecho taladros de perforación diamantina a profundidad para incrementar las reservas debajo del nivel 5.

Trabajos de pre producción durante el 2006 como complemento a los trabajos realizados en el 2005 que incluya la profundización de la mina con una rampa de 4x4 a partir del túnel galera hacia la veta ramal techo y el cuerpo Ariana con una gradiente de 13% para integrarse al pique central para así optimizar la producción futura tanto en vetas como del cuerpo.

Desquinche del túnel Galera a una sección de 4x4.

Producción de mineral a partir del 2007 de las vetas (principalmente de la veta Ramal Techo y los trabajos paralelos con empresas Especialidades, transporte de mineral con camiones de 30 toneladas hasta Mahr túnel, adquisición de ventiladores para el circuito principal, construcción del sistema de bombeo de aguas de mina, adquisición de compresoras, incrementar la capacidad de energía eléctrica, presentación del EIA para el permiso de explotación y el programa de exploración y perforación diamantina para incrementar las reservas.

Enero 2007 se realiza sondajes con el objetivo de reconocer estructuras sigmoides en la periferia de las vetas Principal y Ramal Techo, con los resultados de la información geológica, se reorienta la exploración hacia la ubicación de Zonas de venilleo y diseminado en las rocas encajonantes de las vetas ya explotadas.

Se ubica 3 columnas de interés, uno se ubica sobre el tajo 789 E y debajo de este, y el otro sobre el cuerpo Ariana que sumados tenemos un potencial de 3 millones de Toneladas.

## **1.2 UBICACIÓN**

La Unidad de Ticlio se encuentra en los alrededores de las coordenadas geográficas 11º 39' latitud Sur y 76º 28' longitud Oeste, los denuncios están ubicados en los parajes Anticona Yanashinga Yuracocha y Pampa Taulish en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes, muy cerca a la divisoria continental. Políticamente pertenece al distrito de Morococha,

Provincia de Yauli, Departamento de Junín y Distrito de Chicla, Provincia de Huarochirí, Departamento de Lima.

### 1.3 ACCESIBILIDAD

Es accesible desde Lima por la carretera central hasta el Km.132.5 (Abra de Anticona) y por vía férrea con el ferrocarril Central hasta la estación de Ticlio. De estos 2 lugares se tiene aproximadamente entre 2 y 3 Km. para llegar hasta el campamento, mina “San Nicolás”.

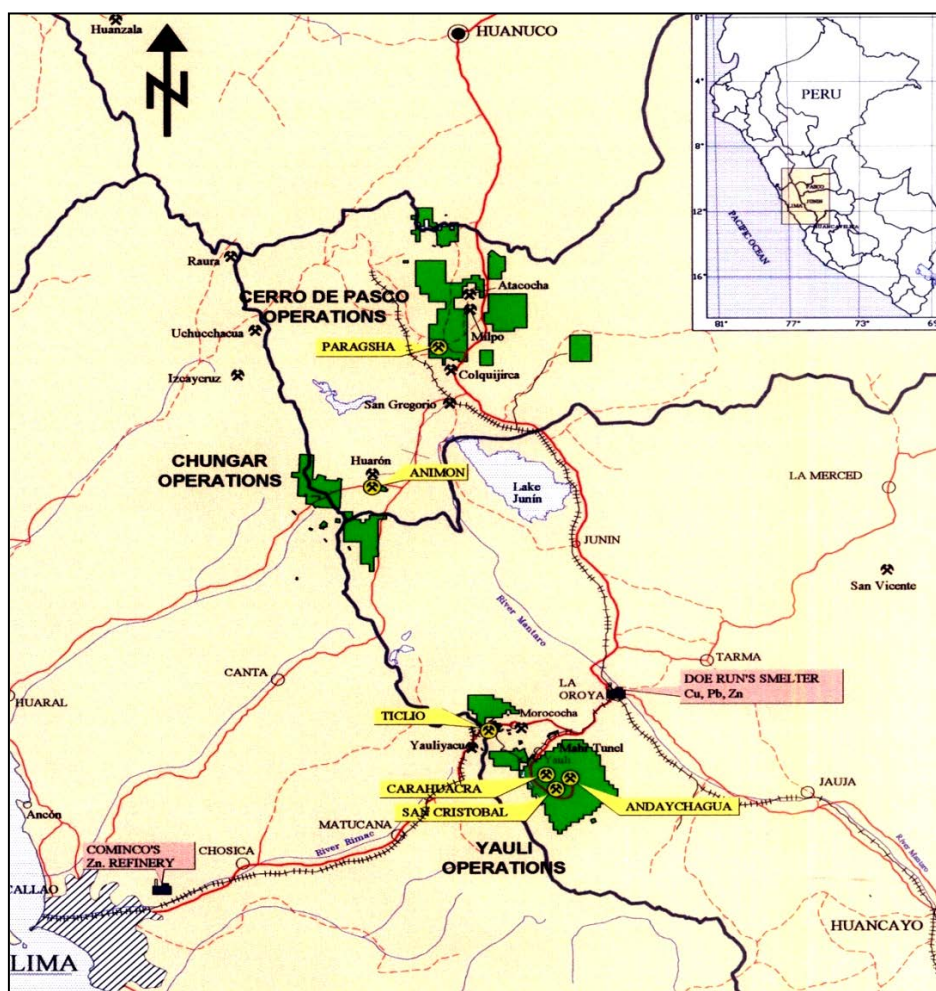


Figura N° 1. Plano de ubicación de la Unidad Ticlio .

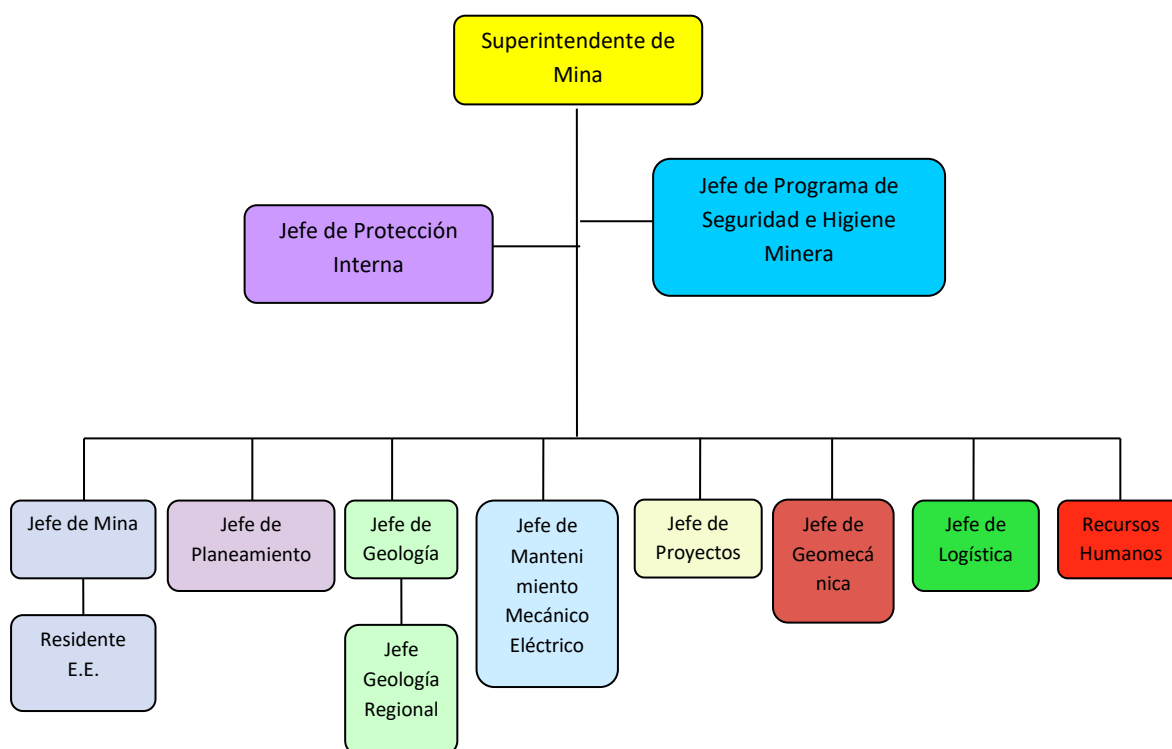
Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

## 1.4 TOPOGRAFIA

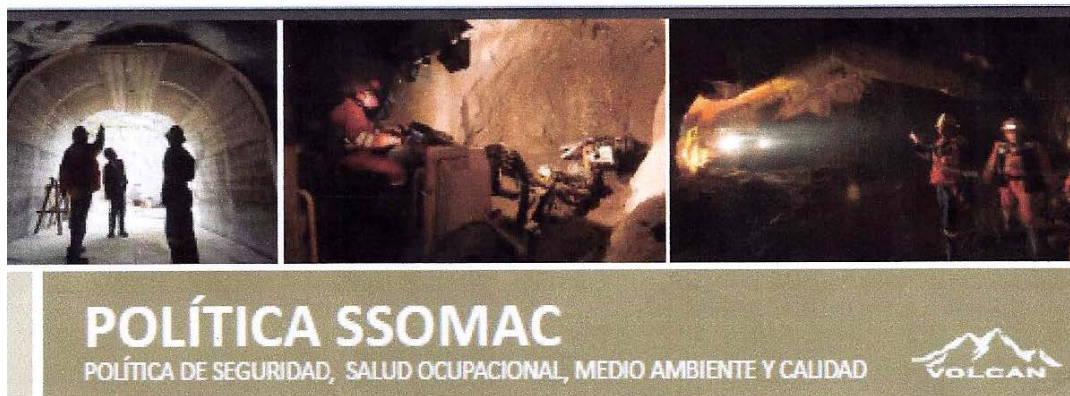
Presenta un aspecto topográfico abrupto y accidentado con pendientes muy fuertes que culminan en mesetas suaves (pampa Taulish), debido a la presencia de los nevados ya mencionados que forman parte de las zonas más elevadas de la cordillera Occidental. La altitud varía de 4450 m.s.n.m. a 5,000 m.s.n.m.

## 1.5 ORGANIZACIÓN

### 1.5.1 ORGANIGRAMA



## 1.5.2 POLITICA SSOMAC



Volcan Compañía Minera S.A.A. dedicada a la exploración, explotación, tratamiento y beneficio de minerales, cumpliendo con altos estándares de calidad en todas las etapas de sus procesos, está convencida de que las enfermedades ocupacionales y accidentes e incidentes con daño a las personas, medio ambiente, equipos ó instalaciones son evitables.

Bajo este principio la alta gerencia lidera todas las actividades en gestión de seguridad y salud ocupacional de manera segura y responsable, respetando a sus colaboradores, clientes, proveedores, visitas, contratistas y comunidades, comprometiéndose a:

- 1** *Identificar, evaluar y controlar los peligros, aspectos ambientales, y riesgos en todas las actividades que realiza la Empresa*, desarrollando las medidas preventivas que garanticen la Seguridad y Salud de las personas, la integridad del patrimonio y el cuidado del Medio Ambiente.
- 2** *Mejorar continuamente el desempeño ambiental* a través del soporte de nuestro Sistema Integrado de Gestión, dando prioridad a acciones encaminadas al uso racional de los recursos, la protección del medio ambiente y la prevención de la contaminación.
- 3** *Buscar la mejora continua de sus procesos productivos, el desempeño en Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente* a través de mecanismos de auditoría y monitoreo de indicadores.
- 4** Estar preparados para una *pronta respuesta en caso de emergencia* y/o para mitigar los impactos generados por ellas.
- 5** *Educar, capacitar y concientizar* a nuestros colaboradores y personal contratista en el cumplimiento de las normas, objetivos y metas establecidas por la Empresa en relación a Gestión en Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Calidad en el trabajo.
- 6** Promover la participación y consulta de los colaboradores y sus representantes en todos los elementos del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional de la organización.
- 7** *Difundir, promover, incentivar y sensibilizar* con nuestras acciones el entendimiento de la política en los colaboradores, clientes, proveedores, visitas, contratistas y demás partes interesadas fomentando su cumplimiento.
- 8** Gestionar y proveer a toda la organización de los recursos requeridos para asegurar el cumplimiento de los compromisos de esta política.
- 9** Cumplir o superar los requisitos de la normatividad legal relacionada con las actividades de la compañía en relación a la *Prevención en Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente, Calidad y Responsabilidad Social*.

Esta política, leyes y reglamentos internos están a disposición de todos los colaboradores, contratistas y partes interesadas. El cumplimiento de estos requisitos, es condición de empleo o mantenimiento del contrato.

## **CAPÍTULO II**

### **ASPECTOS GEOLÓGICOS**

#### **2.1 MARCO GEOLÓGICO REGIONAL**

La mina Ticlio está ubicada en la región central del Perú en los distritos de Chicla y Morococha, departamentos de Lima y Junín respectivamente. Está estratégicamente ubicada en el distrito minero de Morococha y se tiene infraestructura de carreteras, energía, ferrocarril, fundición, comunicaciones, suministros, etc., se encuentra a altitudes de 4,600 a 5,000 m.s.n.m., dista 130 km. de la ciudad de Lima y 40 km. de la ciudad de La Oroya, interconectados mediante una carretera asfaltada y vía férrea.

En el distrito de Morococha y colindantes con la mina Ticlio operan las empresas, Minera Argentum SAC (Panamerican Silver S.A.), Chinalco S.A., y Minera Austria Duvaz, además poseen propiedades Compañía Minera Centraminas y terceros, con extensiones mínimas; y se encuentran asentadas aquí las Comunidades Campesinas de San Mateo, Pucara y Yauli.

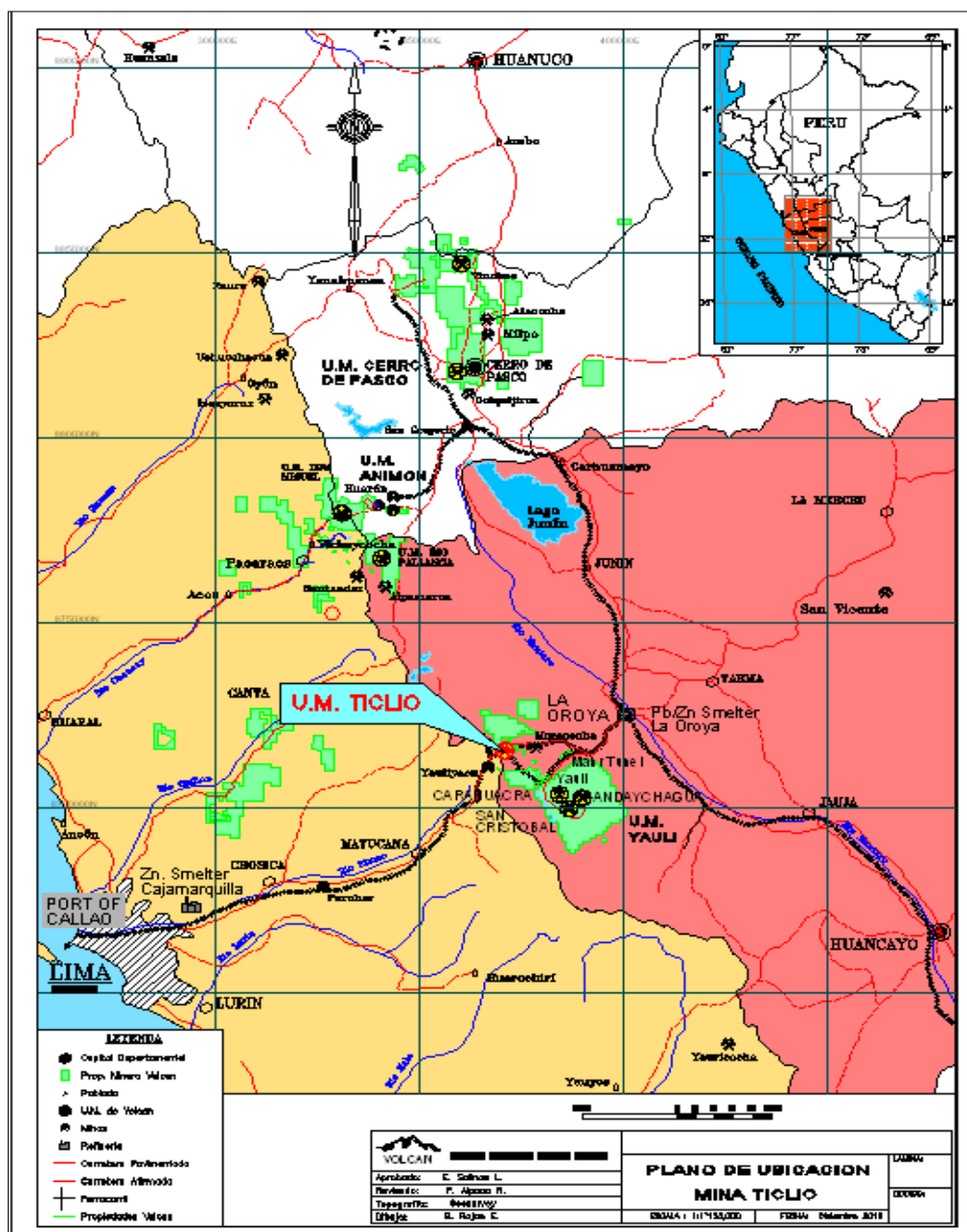


Figura N° 2. Plano de ubicación de la mina Ticio

Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

La propiedad de la mina abarca una extensión de 909.44 has, amparadas por 116 concesiones a nombre de Volcán Cía. Minera S.A.A., tiene como coordenadas UTM centrales 8716556 N – 370296E. La estructura regional dominante es el domo de yauli (dy), que se extiende longitudinalmente por



35 km. desde SuitucanCHA hasta el norte de Ticlio y transversalmente por 10 a 15 kilómetros; el rumbo promedio de esta estructura es  $N40^{\circ}W$ , es asimétrico, su flanco oriental buza entre  $30^{\circ}$  y  $40^{\circ}$  mientras que su flanco occidental lo hace entre  $45^{\circ}$  y  $70^{\circ}$

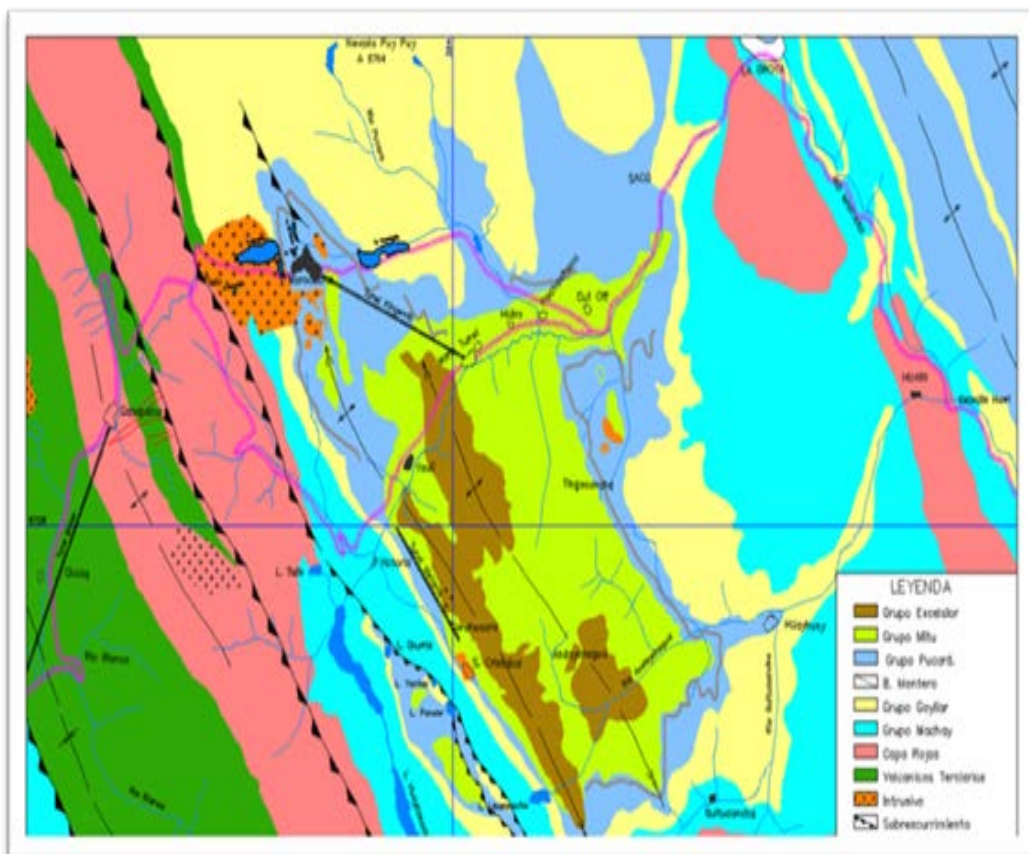


Figura N° 3. Domo de Yauli

Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

El domo Yauli transversalmente es un gran anticlinorium formado por tres anticlinales, el anticlinal de Pomacocha en el lado oeste, el de San Cristóbal - Morococha en la parte central y el de ultimátum en el flanco este. La morfología que exhibe el domo Yauli es elongada, orientada según pliegues y fracturas del dominio andino, en la zona central de esta ventana tectónica

aparece el “zócalo paleozoico” mientras que los flancos son cubiertos por rocas sedimentarias mesozoicas y cenozoicas como las calizas del Grupo Pucará, areniscas de la formación Goyllarisquizga, calizas de las formaciones Chulec, Pariatambo y Jumasha y capas rojas del grupo Casapalca y finalmente son intruidas por plutones de tipo diorita anticonca, cuarzo-monzonita toromocho, cuarzo-monzonita “Ticlio”, etc.

Un sistema de fracturas NE-SW cruza transversalmente el dy., un lineamiento mayor que tiene una orientación N120°E se ubica en la parte suroeste del dy y lo cruza diagonalmente, afecta las rocas desde el basamento y condiciona la morfología del área. Este lineamiento se puede observar a través de imágenes satelitales y su traza discurre desde la localidad de Pachacayo en el extremo sureste hasta Casapalca en el noroeste cruzando por Andaychagua y Carahuacra; la posición de este lineamiento coincide con el emplazamiento de los mayores depósitos minerales del distrito.

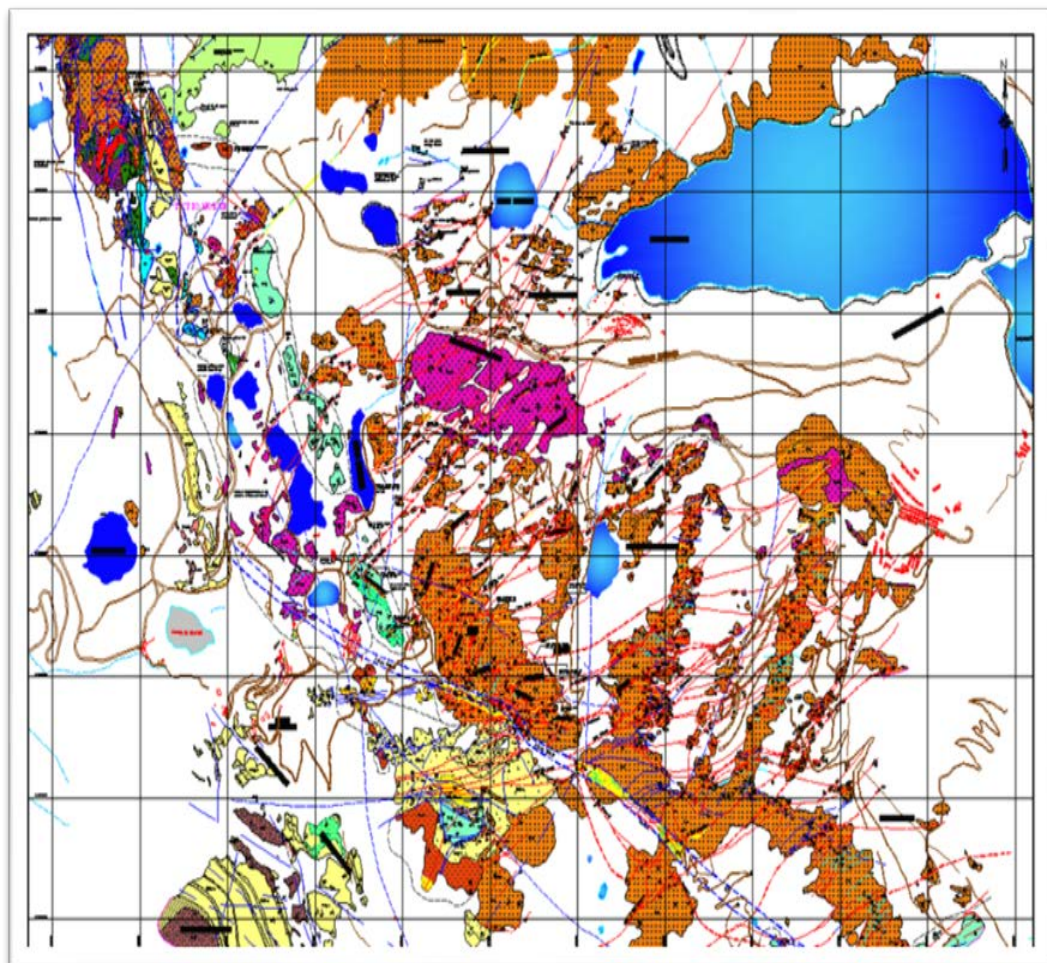


Figura N° 4. Geología local  
Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

El anticlinal de Morococha y el área de Ticlio forman parte del Domo Yauli que es una “ventana estructural” situada en los andes centrales del Perú en donde la mineralización polimetálica de Pb-Zn-Ag (Cu) está emplazada en estructuras vetiforme, mantos, cuerpos de reemplazamiento, metasomatismo y disseminaciones tipo pórfido de Cu (Mo-Au) relacionadas a los diferentes eventos mineralizantes asociados a una fuerte actividad intrusiva ocurrida durante el terciario medio a superior (mioceno – R. Moritz

et. al, 2002) de tipo básico a ácido, la que presenta un cierto zoneamiento regional que controla el dominio de las mineralizaciones.

Dos orogenias son reconocidas en la región: La primera ocurrida durante el pre-mesozoico y que dio lugar a un intenso plegamiento de las filitas excelsior. La segunda corresponde al plegamiento de las rocas sedimentarias mesozoicas, que comenzó a fines del cretáceo y continuó durante el principio y mediados del terciario.

G. Steinmann reconoce tres etapas de plegamiento en la cordillera de los andes: El plegamiento "peruano" ocurrió a fines del cretáceo y antes de la deposición de las capas rojas; el "incaico", ocurrido a principios del terciario (fines de eoceno), fue el más intenso y a él siguió un periodo intenso de actividad ígnea; y el plegamiento "quechua" ocurrido en el terciario superior (mioceno). Es en todo este periodo que se formó el anticlinal morocochoa.

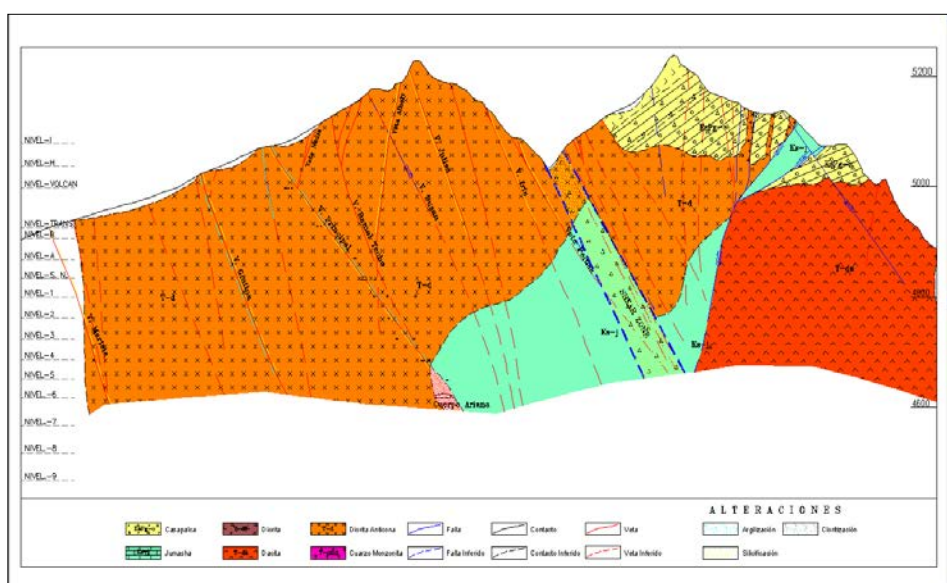


Figura N° 5. Sección Transversal – Geología Local

Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

## 2.2 ESTRATIGRAFÍA

La columna estratigráfica de la zona está conformada por:

### 2.2.1 Grupo Goyllarisquizga (Cretáceo)

Representado por una secuencia de areniscas y lutitas que constituyen un conglomerado rojo expuesto al este del yacimiento. Se identificaron horizontes basálticos amigdaloides y diabásicos intercalados en la secuencia de areniscas y lutitas rojas, cuarcitas y capas de caliza gris. Esta secuencia varía hacia el tope de una caliza masiva de color gris azulado a una caliza fosfática gris oscura que es la base del grupo Machay.

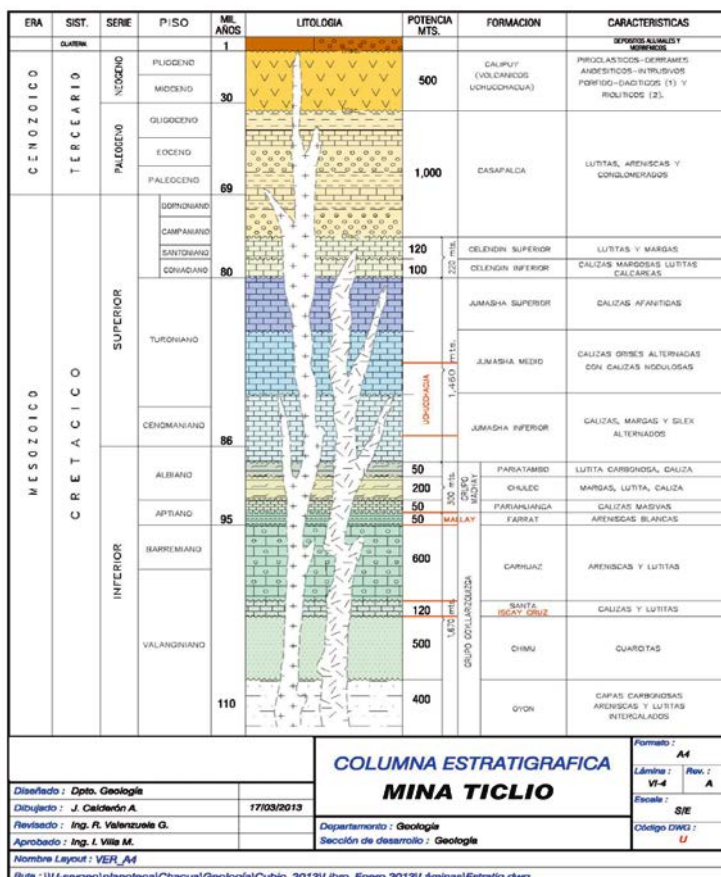


Figura N° 6. Columna estratigráfica  
Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

### **2.2.2 Grupo Machay (Cretáceo)**

Compuesto por calizas que afloran al Norte del abra Anticona (Ticlio) de color gris oscuro con resto de fósiles en la base, sobre yaciendo una caliza de color claro y algunos horizontes lutáceos y fosfáticos continúan hasta el techo.

### **2.2.3 Formación Jumasha**

Sobreyacen concordantemente a la formación Pariatambo, está compuesta por capas medias a gruesas de calizas, calizas dolomíticas, dolomitas de coloración gris claro a blanquecino y gris amarillento; al contacto con la diorita en esta zona forma un pequeño skarn de Fe, algunos niveles presentan débil marmolización con presencia de wollastonita. Esta formación ha sido cortada por estructuras tensionales de rumbo N 50° a 65° E y buzamiento de 60° a 80° SE; estructuralmente, afectan a la diorita Anticona y permiten la mineralización como parte de un sistema de vetas en Ticlio. Se observa cerca al campamento de Ticlio estas estructuras formando remanentes marmolizados con rumbo NW a S-SE, con afloramientos de pequeños remanentes de caliza que pertenecen posiblemente a la formación Jumasha; se hallan también moderadamente marmolizados y sobreyacen a los intrusivos dacíticos y dioríticos, los cuales están brechados en el contacto y bordeado por aglomerados volcánicos

(Formación Carlos Francisco?); a esta formación se le asigna una edad perteneciente al Cretaceo inferior (Cenoniano – H. Salazar, 1983).

#### **2.2.4 Formación Casapalca (terciario)**

Representado por las capas rojas y conglomerado Carmen, que afloran al Oeste del yacimiento. Las capas rojas se caracterizan por intercalaciones de lutitas y areniscas limolíticas, limolitas y limolitas calcáreas y calizas de coloración rojiza (alteración ferrífera, F. Mégard, 1979; H. Salazar, 1983); los ambientes calcáreos han sido skarnificados con débil a moderada intensidad por los intrusivos dacíticos y dioríticos, cuyo resultado son niveles de hornfels con calco-silicatos y epidota.

Presenta también una secuencia volcánica, compuesta por aglomerados, tufos y brechas volcánicas. Por sus relaciones estratigráficas y tectónicas se le asigna una edad entre el Cretáceo superior (Santoniano) y el Eoceno Medio (F Mégard, 1979).

#### **2.2.5 Formación Carlos Francisco**

Representada por una potente serie de rocas volcánicas, que se dividen en 3 miembros: Los Volcánicos Tabla chaca que sobreyacen al conglomerado Carmen, en una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas con afloramientos al Oeste

del yacimiento. Existen afloramientos de los Volcánicos Carlos Francisco y los Tufos Yauliyacu cuyas características no son reconocidas en la unidad Ticlio.

#### **2.2.6 Formación Río Blanco**

En las partes más altas y ocupando la mayor extensión de los denuncios (Norte del Yacimiento), se dispone una potente serie de volcánicos bien estratificados, de constitución andesítica, que corresponde a los Volcánicos Pacococha y que se manifiestan en el área sobre yaciendo a la diorita Anticona.

### **2.3 ROCAS INTRUSIVAS**

#### **2.3.1 Diorita Anticona**

Constituye un "Stock" que se extiende entre Morococha y Anticona con una dirección general hacia el Nor - Este. Hacia el Este ha sido intruida en varios lugares por el Pórfido Cuarzo Monzonita de Morococha y Ticlio.

Estas rocas constituyen la intrusión Miocénica más antigua existente en el Domo de Yauli y aún no está relacionada a ningún tipo de mineralización polimetálica, excepto por la formación de hornfels y pequeños cuerpos de magnetita en las calizas huéspedes. Esta ausencia de mineralización en skarn y su asociación a minerales de naturaleza hidratados sugiere la ausencia de fluidos durante el emplazamiento del cuerpo intrusivo de diorita hace 14.11 +/- 0.04 Ma. (Mioceno -S. Beuchat, R. Moritz et al, 2,002).



La Diorita Anticona es color verde oscuro, textura porfirítica, mesócrata, con una matriz compuesta de plagioclasas, cuarzo y óxidos; los fenocristales consisten en plagioclasas, biotita y hornblenda; como minerales accesorios se incluye al apatito y el circón. Las plagioclasas en algunas zonas están parcialmente alteradas a illita-esméctica, algo caolinizado y esporádicamente epidotizadas.

La Diorita Anticona contiene numerosos xenolitos negros foliados que pueden variar en diámetro desde unos pocos centímetros hasta un metro, ellos están generalmente compuestos de ensambles micro granulares de plagioclasas, epidota, corindón, cuarzo, turmalina, arcillas y pirita. (R. Moritz et al; 2,002)

### **2.3.2 Cuarzo Monzonita Ticlio (Pórfido de Ticlio)**

Aflora en la parte Norte, Nor-Este y Este del campamento. Es un apófisis alargado de rumbo NW – SE e intruyen a la diorita Anticona. En la parte Norte del campamento, intruye a los carbonatos de la formación Jumasha.

Es leucócrata, de color blanquecino a rosáceo, grano grueso, textura porfirítica, panidiomórfica con fenocristales de hasta 3 cm., de diámetro de k-feldespatos euhedrales (10-15%) con textura perthítica. Está constituido por plagioclasas euhedrales a subhedrales (10%), ojos de cuarzo (5–10%), hornblendas y biotita subhedrales; como accesorios a manera de alteración,

se observan clorita, sericita y argilita. Los Feldespatos están moderadamente argilizados y esporádicamente sericitizados.

Dataciones Radiométricas por U-Pb en circones del monzo-granito de Toromocho, han reportado 9.11 +/- 0.10 m.a., (Mioceno - R. Moritz, 2,002), la similitud litológica con el Pórfido de "Ticlio", nos permiten suponer una edad semejante.

### **2.3.3 Pórfido Dacítico**

Es un pequeño stock que aflora al Sur y Sur-Este de los campamentos de Ticlio, es de forma irregular y elongado con rumbo NW – SE. La longitud de afloramiento es de poco más de 1 Km., se halla intruyendo a la Diorita Anticona, a los aglomerados volcánicos de la formación Carlos Francisco y las calizas de la formación Jumasha.

El pórfido es de color gris a gris claro, grano medio, leucócrata - melanócrata, textura porfirítica e hipidiomórfica; con fenocristales de plagioclasas y K-feldespatos subhedrales además de ojos de cuarzo anhedrales; las rocas se alteran con débil a moderada argilitización; los minerales accesorios presentes son la hornblenda y la biotita, resaltando en ellos una débil alteración clorítica.

### **2.3.4 Diorita Porfírica Meiggs**

Estas rocas afloran al Sur-Oeste del área cartografiada, (Monte Meiggs), intruyen a los conglomerados, limolitas calcáreas y limo-arenitas de la formación Casapalca en forma discordante generando a su paso halos de alteración (skarnificación) de hasta unas decenas de metros, afloran con rumbo similar a las capas de la formación Casapalca NW – SE e inclinación de 40° a 50° al SW.

Se le puede asignar una edad Terciario superior (Mioceno), ya que puede pertenecer al pulso magmático que permitió el emplazamiento del pórfido de Ticlio.

## **2.4 Geología Económica**

Ticlio es un yacimiento hidrotermal con características del tipo filoneano, desarrollado en vetas, cuerpos mineralizados de reemplazamiento; en rocas calcáreas (contacto intrusivo diorita –caliza jumasha, Cuerpo Ariana); brechas calcáreas silicificadas ( Extremo SW, Nivel 5, túnel Huacracocha), Mantos en Calizas Jumasha( M. Adrián) y pequeños cuerpos de pirita al sur del yacimiento, todos originados por relleno de fracturas pre-existentes en rocas dioríticas, andesíticas y en calizas jumasha. Se ha identificado un pequeño afloramiento mineralizado a manera de cuerpo en la parte Norte de Ticlio, además de impactos de estructuras mineralizadas tabulares en las

calizas jumasha (Exploración superficial), de las cuales se pretende definir la continuidad.

Entre las vetas de mayor importancia se puede mencionar la veta Principal, Ramal Techo, Julisa, Escondida, Rosario y Milagro. Se han identificado con los trabajos de campo las vetas Giuliana, Iris, Silvia, Pelusa y Blanca y finalmente la veta Andrea reconocida a partir del afloramiento en superficie.

El Rumbo general predominante de las vetas es Nor-Este a Sur-Oeste, con potencias de 0.10 m, a 2.00 m. La extensión variable con longitudes que alcanzan hasta 1200 m como es la veta principal. En este tipo de vetas se observa buena cantidad de lazos sigmoides que han sido explotados en forma incompleta y zonas de cizallamiento de buena potencia. Presentan un ensamble mineralógico de esfalerita – galena - galena argentífera – rodocrosita – pirita - cuarzo y moderada diseminación de calcopirita, en los niveles inferiores Nv. 8 al Nv. 10.

La zona de brechas calcáreas silicificadas en el extremo SW del Nv. 5, túnel Huacracocha presenta relleno y diseminaciones de sph, gn, py, estibina, tetraedrita.

#### **2.4.1 Cuerpo Mineralizado Ariana**

El cuerpo Ariana es una estructura mineralizada de forma manto, lenticular o fusiforme en la horizontal emplazada en el contacto caliza jumasha (caja piso) - Intrusivo diorítico anticono (caja techo).

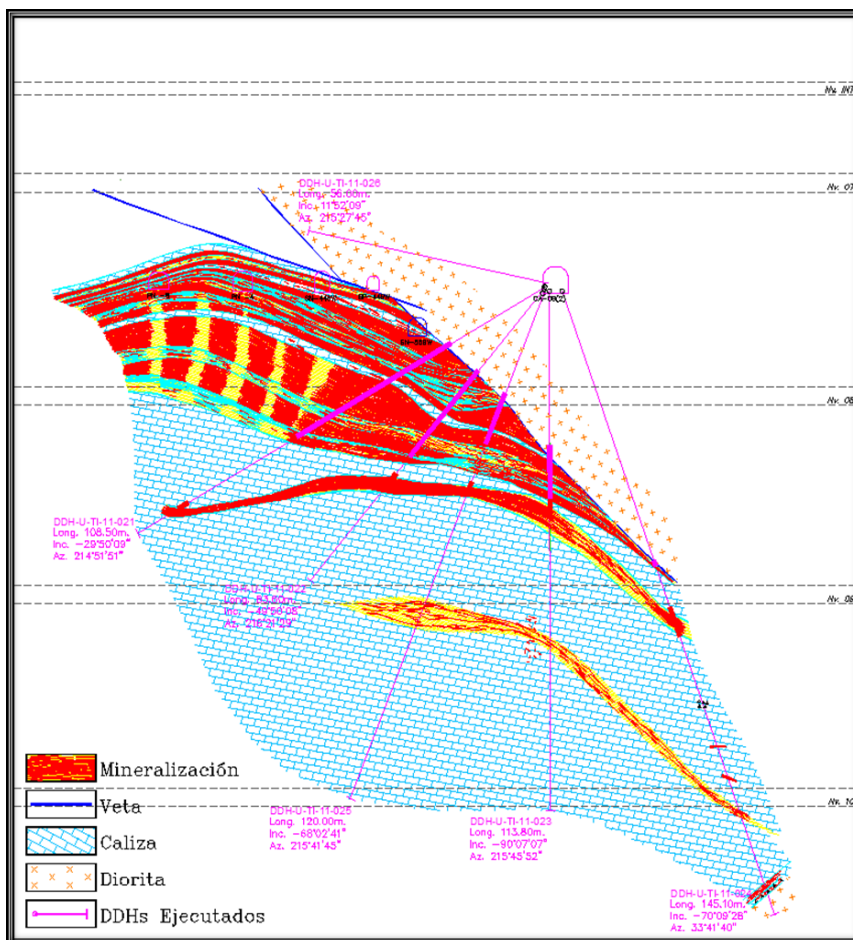


Figura N° 7. Sección transversal – Cuerpo Ariana  
Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

La mineralización consiste principalmente de blenda rubia, esfalerita marmatítica, galena, pirita, rodocrosita, calcopirita, tetraedrita, la mineralización se presenta por reemplazamiento en intercalación de horizontes de calizas gris claras, moderadamente silicificadas y horizontes de caliza blanquecina, marmolizada, por tramos presenta fisuras abiertas y geodas que permiten la pérdida de agua a través de ellas. También se presenta mineralización en el Intrusivo pero se encuentra emplazada

mayormente en las calizas jumasha con relleno de paquetes calcáreos en la proximidad al contacto.

El manto mineralizado se encuentra en desarrollo en el Nv. 8 (Piso – 02 y - 03), desarrollándose una rampa para dar acceso al piso (-04).

En el Nv. 08 (GL-667W), se está preparando mediante una labor (BP-668W), horizontal para dar acceso rápido, al manto Ariana, tiene un rumbo de N 60° - 70° W y un buzamiento 10° - 30° NE, SW. Tiene una forma ligeramente ovalada, achatada en los extremos con 40.0m., de longitud, faltando explorar más hacia el sur, un ancho de 60.0 m., de igual forma, falta explorar hacia el oeste, su potencia o espesor promedio es de 20.00m. Con las exploraciones y desarrollos realizados dentro del manto se ha reajustado el modelamiento.

Se ha comprobado con el piso -02 con sus respectivos paneles y el piso -03 en contacto caliza – intrusivo la mineralización por reemplazamiento en buen contenido y buzamiento de bajo ángulo en el centro.

El cuerpo se ha formado por el aporte de mineral de las vetas Principal, Ramal Techo y probablemente alguna vetas angostas existentes hacia el sur, transversales a las calizas y al contacto con el intrusivo diorítico, estructuras que se han comportado como feeders; presenta un moderado fallamiento y fracturamiento transversales al contacto, así mismo, se observa algunas geodas con pequeñas aberturas. Esta parte presenta mineralización de

esfalerita rubia y de galena argentífera como relleno de fractura, con diseminaciones de pirita y presencia de cuarzo, calcita, ankerita.

La caja techo del cuerpo es el intrusivo diorítico Anticoná, se presenta con textura granular o porfírica de color gris verdosa, por la cloritización y de color blanco por la moderada a fuerte argilización en la proximidad a la mineralización. Geomecánicamente puede ser clasificada como roca tipo de II a III.

La caja piso del cuerpo está constituida por intercalación de horizontes de calizas brechada, horizontes de caliza gris clara a oscura, moderadamente silicificadas y horizontes de caliza marmolizada de color blanco a gris claro, por tramos fracturada.

#### **2.4.2 Veta Principal**

Estructura vetiforme de cizalla con estructuras secundarias de tensión que forman lazos sigmoides tanto en sección horizontal como en vertical, además de comportamientos tipo rosario en cuanto a su potencia; que varía de 0.05m. – 0.10m. a 1.20 - 3.50 m..

Es la principal estructura y mayormente explotada y desarrollada en Ticlio. Tiene una extensión reconocida y trabajada en la horizontal de aproximadamente 1250.00m. y en la vertical más de 670.00m. Con la nueva interpretación con los últimos sondeos realizados hacia el oeste en las

calizas y con avances de laboreos al Este en los Intrusivos se ha comprobado que su profundización continúa por debajo de la cota 4537 (Nv.8)

En la zona de Santa Catalina y San Nicolás, hemos desarrollado subniveles cada 10.00m, con el fin de proceder a su explotación mediante taladros largos, tiene una extensión reconocida de 250.00m., y una vertical de 115.00m., hasta el Nv. 03.

En el Nv.1 y San Nicolás, se está explorando blocks en blanco que aparece en los planos antiguos de la veta principal y se ha comprobado la existencia de mineral y preparando una longitud de 75.00m y subniveles cada 10.00m., para su explotación mediante taladros largos, en una vertical de 40.00m., reconocidos con laboreos.

Tiene un rumbo general de NE - SW con un buzamiento entre 70º - 65º SE.

El ensamble mineralógico consiste de esfalerita - galena en menor proporción ankerita, calcita, rodocrosita - cuarzo - pirita con textura bandeada o brechada.

La roca encajonante es una roca Intrusiva diorítica de textura porfírica y de color gris verdosa; presenta débil a moderada cloritización y en las proximidades a la estructura es de color gris claro debido a la alteración argílica y tramos silicificados.



### **2.4.3 Veta Ramal Techo**

Estructura vetiforme de rumbo general NE - SW paralela a la veta Principal, presenta un comportamiento estructural y ensamble mineralógico bastante similar. También tiene un comportamiento estructural que forma lazos sigmoides así como en tipo rosario, con potencia que varía de 0.50m., en los tramos más mordidos a 5 m. en tramos de mayor ensanche.

Se ubica hacia el sur de la veta Principal con una extensión horizontal reconocida de 800.00m. y más de 630.00m. en la vertical (desde superficie hasta el Nv. 11)., a partir del Nv. 05 en la parte central y al techo de esta veta tiene un lazo sigmoide veta Carla y a la misma altura hacia el norte, está la intersección con la veta Julisa, en la zona de separación de estas estructuras existe un intenso cizallamiento donde los flujos mineralizantes rellenaron esta fracturas, teniendo un yacimiento con características del tipo venilleo y diseminado identificando esta columna con una longitud de hasta 120.00m. por un ancho hasta de 25.00m.

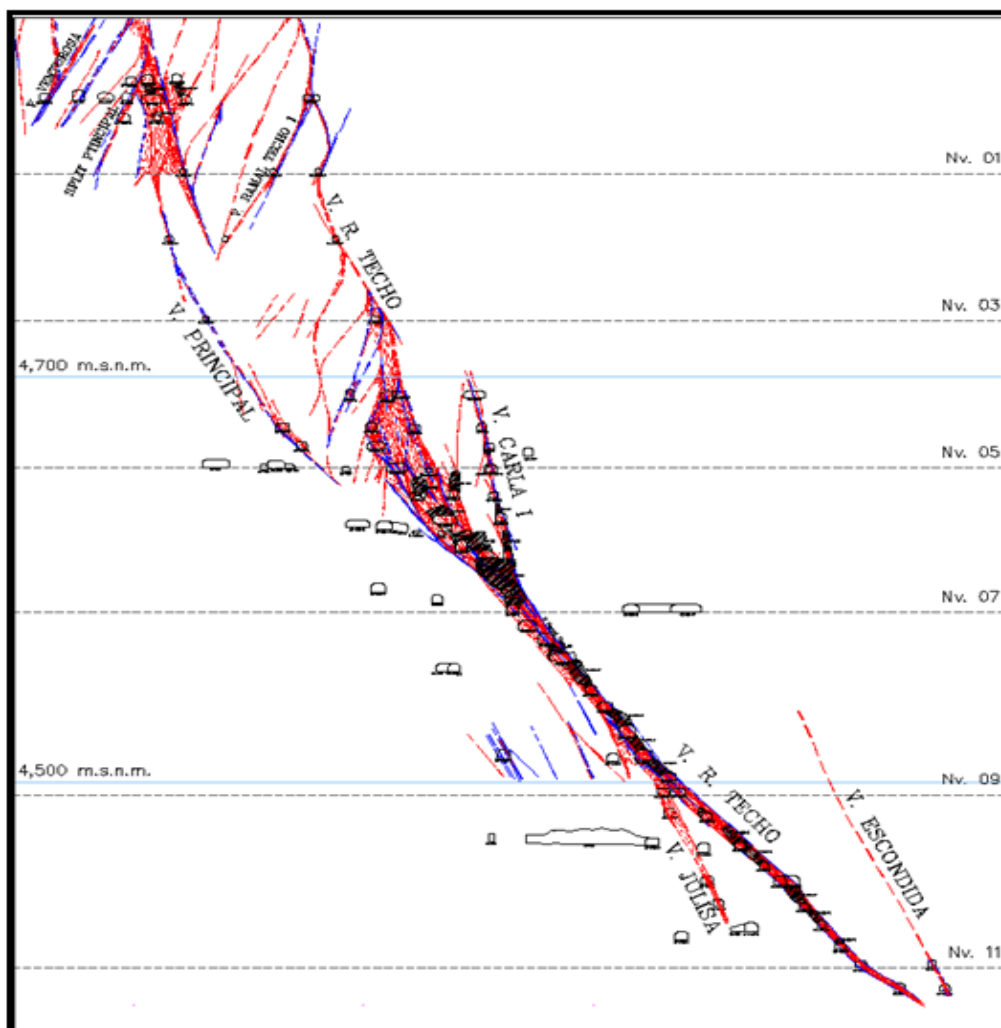


Figura 8. Sección transversal de vetas  
Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

Tiene un rumbo general de NE - SW con buzamiento promedio de  $60^{\circ}$ - $55^{\circ}$  S.

El ensamble mineralógico está compuesto de esfalerita - galena - pirita englobada con cuarzo, ankerita y rodocrosita, hacia el extremo Este y en profundidad aumenta los valores de calcopirita y decrece la galena.

La roca encajonante continua siendo la Diorita Anticona (Intrusivo) de textura granular o porfirítica de color gris verde oscura; presenta moderada

cloritización, débil a moderada silicificación y débil a moderada argilitización muy cerca de la estructura mineralizada.

Las exploraciones en profundidad sobre esta veta indica que continúa profundizando por debajo del Nv. 11 y la aparición de una nueva veta “Escondida” hacia el techo; se tiene impactos hasta los 4450 m.s.n.m., lo más importante es su variación mineralógica decreciente en valores de plomo, zinc y aumenta los valores de cobre, como también se ha determinado la continuidad de los clavos mineralizados en las intersecciones de veta Julisa y veta Carla 2 con esta información nos permite potenciar las labores de desarrollo en estas zonas durante el año 2012.

#### **2.4.4 Otras Vetas:**

- Veta Julisa
- Veta Escondida
- Veta Rosario
- Veta Milagro
- Veta Poderosa
- Veta Ramal Techo 1
- Veta Yanina
- Manto Adrián
- Veta Andrea
- Veta Carla 1
- Veta Carla 2

## **CAPÍTULO III**

### **DEFINICIONES DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES**

#### **3.1 INTRODUCCIÓN**

La Cía. Minera Volcan S.A.A. ha adoptado como norma para los Informes de Recursos y Reservas Minerales al Reglamento Australásico del Instituto Australásico de Minería y Metalurgia (AIMM). Este Reglamento tiene tres principios fundamentales: La transparencia, total entrega de la información pertinente, e idoneidad del personal evaluador.

En este sentido se están tomando las acciones necesarias para aumentar la confianza en los estimados mediante la definición de la metodología de cada etapa y hacerlas sustentables, tan igual que a las técnicas de verificación y validación empleadas para confirmar los resultados.

En la Fig.9 se muestra la relación secuencial que existe entre la Información de Exploración, Recursos y Reservas. La clasificación de los estimados debe

tomar este marco de referencia, de modo tal que reflejen los diferentes niveles de confianza geológica y los diferentes grados de evaluación técnica y económica. Conforme aumenta el conocimiento geológico, es posible que la Información de la Exploración llegue a ser la suficiente como para estimar un Recurso Mineral. Conforme aumenta la información económica, es posible que parte del total de un Recurso Mineral se convierta en una Reserva Mineral. Las flechas de doble sentido entre Reservas y Recursos que se incluyen en la Fig.1 indican que los cambios en algunos factores podrían hacer que el material estimado se desplace de una categoría a otra.

La importancia relativa de los criterios sugeridos variará en cada yacimiento, dependiendo del ambiente geológico, restricciones técnicas, condiciones legales y normas existentes al momento de la evaluación.

Las principales definiciones que Volcan asume y hará cumplir están enunciadas en los párrafos siguientes.

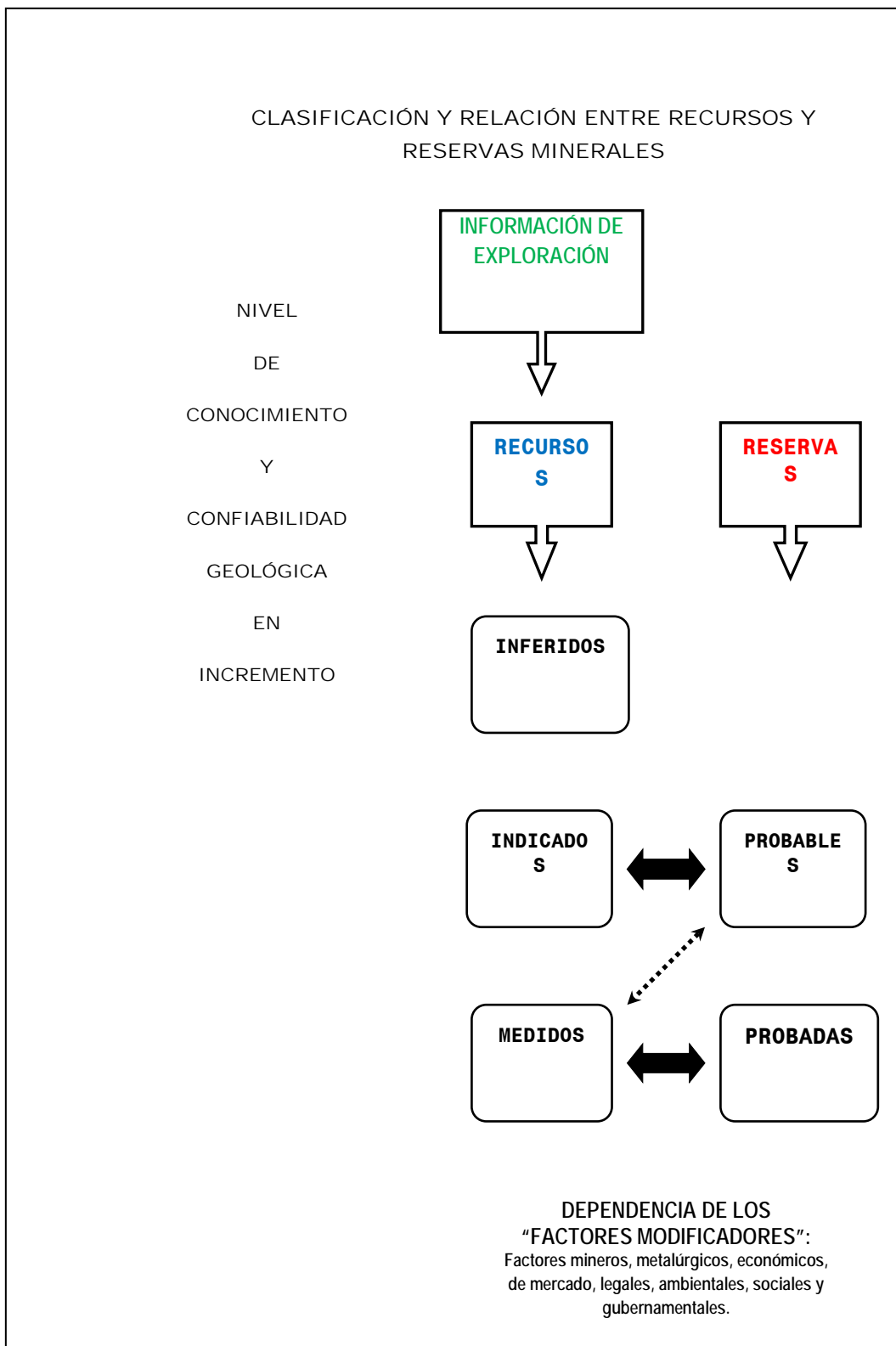


Figura N° 9. Clasificación y relación entre recursos y reservas minerales

Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

## **3.2 RECURSOS MINERALES**

Son concentraciones de materiales sólidos, líquidos o gaseosos que existen de manera natural en la corteza terrestre en forma, cantidad y calidad tales que la extracción económica de un producto, a partir de la concentración, sea actual o potencialmente factible. La ubicación, cantidad, ley, características geológicas y continuidad de un Recurso Mineral se conocen o estiman o interpretan a partir de información, evidencias y conocimiento geológicos específicos, con alguna contribución de otras disciplinas.

Las declaraciones de Recursos Minerales, generalmente son documentos desactualizados que se ven afectados por la tecnología, la infraestructura, los precios de metales y otros factores. Según cambien estos diversos factores, el material puede entrar o salir de la estimación de recursos. Las partes de un yacimiento que no tengan perspectivas razonables de extracción económica eventual, no deben incluirse en un recurso mineral.

Los Recursos Minerales se subdividen, en orden de confianza geológica creciente en las categorías de Inferido, Indicado y Medido.

### **3.2.1 Recurso Mineral Inferido**

Parte de un Recurso Mineral para el cual el tonelaje, leyes y contenido mineral pueden estimarse con un bajo nivel de confianza. Se le infiere o asume de evidencia geológica y/o de leyes asumidas pero no verificadas. El estimado se basa en información reunida con técnicas adecuadas en lugares tales como afloramientos, zanjas, pozos, beneficios y taladros, la cual puede

ser limitada o de calidad - fiabilidad incierta. Se asume la continuidad geológica y puede o no estar respaldada por muestras representativas o evidencia geológica.

La confianza en el estimado es insuficiente como para aplicar parámetros técnicos y económicos, o realizar una evaluación económica de pre-factibilidad que merezca darse a conocer al público.

### **3.2.2 Recurso Mineral Indicado**

Parte de un Recurso Mineral para el cual el tonelaje, densidades, forma, características físicas, leyes y contenido mineral pueden estimarse con un nivel de confianza razonable. El estimado se basa en la información de exploración, muestreo y pruebas reunidas con técnicas apropiadas de lugares tales como afloramientos, zanjas, pozos, beneficios y taladros. Los lugares están demasiado o inadecuadamente espaciados para confirmar la continuidad geológica y de leyes, pero sí lo suficientemente cercanos como para asumirlas.

Se asume la continuidad geológica con muestras inadecuadamente espaciadas y que no permiten confirmar totalmente. La confianza en el estimado pese a ser menor que en el caso de los Recursos Medidos, es suficientemente alta como para aplicar los parámetros técnicos y económicos para una posible evaluación de pre-factibilidad económica.



El estimado se basa en información de la exploración, muestreo e información reunida mediante técnicas apropiadas sobre afloramientos, trincheras, pozos, taladros y pruebas de beneficio.

### **3.2.3 Recurso Mineral Medido**

Parte de un Recurso Mineral para el cual el tonelaje, densidades, forma, características físicas, leyes y contenido mineral pueden estimarse con un alto nivel de confianza. El estimado se basa en información confiable y detallada de exploración, muestreo y pruebas reunidas con técnicas adecuadas de lugares tales como los afloramientos, zanjas, pozos, beneficios y taladros. Los lugares están espaciados con proximidad suficiente para confirmar la continuidad geológica y/o la de leyes.

Se confirma la continuidad geológica mediante muestreo adecuadamente espaciado. La confianza en el grado de conocimiento de la geología y controles del yacimiento mineral, es suficiente como para permitir la aplicación adecuada de los parámetros técnicos y económicos como para posibilitar una evaluación de viabilidad económica.

### **3.3 RESERVAS MINERALES**

Es la parte económica y legalmente extraíble de un Recurso Mineral Medido o Indicado e incluye materiales de dilución y descuentos por las mermas que pueden ocurrir durante el minado. Requiere haber efectuado evaluaciones que pueden incluir estudios de pre-factibilidad considerando los factores de

minado, procesamiento, metalurgia, economía, mercadeo, legales, ambientales, sociales y gubernamentales asumidos en forma realista.

El término económico implica que se ha podido establecer o demostrar analíticamente que es posible una extracción o producción rentable, bajo hipótesis definidas de inversión. Las hipótesis deberán ser razonables, incluyendo los supuestos relacionados con los precios y costos que prevalecerán durante la vida del proyecto. La evaluación dinámica de las operaciones implica que un cálculo válido efectuado en un momento dado, puede cambiar significativamente cuando se dispone de nueva información.

El término legalmente implica que no debería haber incertidumbre en lo que respecta a los permisos necesarios para el minado y el procesamiento de los minerales, ni tampoco con la resolución de asuntos legales que estuvieran pendientes.

Se reconoce que las estimaciones de reservas, siendo éstas predicciones de lo que ocurrirá en el futuro (basadas en un conocimiento imperfecto del presente), tendrán cierto grado de inexactitud. Se reconoce también que diferentes técnicos que pudieran analizar los mismos datos, pueden llegar a interpretaciones y conclusiones discrepantes. El hecho de que se demuestre, en una fecha posterior, que la estimación de una reserva fue inexacta debido a que no se contó con información suficiente o a que cambiaron las condiciones económicas, no significa necesariamente que la estimación se hizo de manera incompetente o fraudulenta. La información relacionada con

la estimación de reservas debe tener una base sustentable y debe hacerse de buena fe.

En ciertas circunstancias, las Reservas Minerales previamente reportadas podrían revertir a Recursos Minerales. Su reclasificación no debe aplicarse cuando se prevé que los cambios serán temporales, de corta duración o cuando la Gerencia decide operar a corto plazo en forma no económica. Ejemplos de estas situaciones son la caída del precio del producto que se espera sea de corta duración, emergencia temporal en la mina, huelga de transportes, etc.

Se subdividen en orden de confianza creciente en Reservas Probables y Reservas Probadas.

### **3.3.1 Reserva Mineral Probable**

Es la parte económicamente extraíble de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias de un Recurso Mineral Medido. Esta Reserva incluye los materiales de dilución y los materiales por mermas que puedan ocurrir durante la explotación. Implica evaluaciones a nivel de un estudio de prefactibilidad con las consideraciones respecto a los factores económicos modificadores; estas evaluaciones demuestran que la extracción podía justificarse razonablemente en el momento del informe.

Una Reserva Mineral Probable tiene menos confianza que una Reserva Mineral Probada y su estimado debe tener la calidad suficiente como para servir de base a decisiones sobre compromisos mayores de capital y al

desarrollo final del yacimiento. Sin embargo, requiere mayor información para demostrar la continuidad geológica y su ley.

En ciertas circunstancias un Recurso Mineral Medido puede convertirse en Reserva Mineral Probable, debido a la incertidumbre asociada con los factores modificadores tomados en cuenta. Esta relación es indicada con línea punteada en la Fig.1 (en este caso no implica una reducción en el nivel de confianza o conocimiento geológico); en una situación así, los factores modificadores deberán explicarse fehacientemente.

### **3.3.2 Reserva Mineral Probada**

Es la parte económicamente extraíble de un Recurso Mineral Medido e incluye los materiales de dilución y descuentos por mermas durante la explotación. La aplicación de la categoría de Reserva Mineral Probada implica el más alto grado de confianza en el estimado y se asume que existe suficiente información disponible para demostrar razonablemente la continuidad geológica y la ley.

Involucra efectuar evaluaciones al menos de pre-factibilidad en las que se consideran las modificaciones por factores realistas de minado, metalúrgicos, económicos, mercadeo, legales, ambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran que la extracción es viable al momento del informe. Normalmente involucra al material que se está minando y para la cual hay un plan de mina detallado.

En ningún caso los Recursos Minerales Indicados podrían convertirse directamente en Reservas Minerales Probadas.

## **CAPÍTULO IV**

### **CRITERIOS Y FACTORES DE ESTIMACIONES DE RECURSOS**

#### **4.1 CLASES DE DERECHOS MINEROS**

Los Recursos Minerales estimados están ubicados en derechos mineros cuya titularidad es de VOLCAN al 100%.

#### **4.2 BLOQUES DE CUBICACIÓN**

La forma y dimensión de los bloques de cubicación de Recursos se delinearon siguiendo el método geométrico o clásico para el caso de las estructuras mineralizadas vetiformes como Principal, Ramal Techo, Julisa, etc., o bien tomando las consideraciones del método geoestadístico como es el adoptado para el cuerpo Ariana.

En el método clásico las estimaciones dependen del criterio geológico, tipo de estructura, persistencia de la mineralización, interpretaciones de referencias isovalóricas, controles de la mineralización, etc., mientras que el método geoestadístico basa las estimaciones en el concepto de que la distribución de la mineralización dentro de la mayoría de yacimientos no es

aleatoria y emplea muestras de los alrededores para estimar la ley de los bloques en particular.

En el método geoestadístico el peso de las muestras se calcula con parámetros desde un variograma, el mismo que representa la relación de distancia-valor entre las muestras. La geoestadística también produce una medición del nivel de confianza de un estimado; sin embargo y al igual que otros métodos, la geoestadística requiere que se adopte supuestos y juicios con respecto a las técnicas empleadas, y también con respecto a la aplicabilidad en el yacimiento.

### **4.3 GRAVEDAD ESPECÍFICA**

Es un número que expresa la relación entre su peso y el peso de un volumen igual de agua 4°C.

El peso específico de una sustancia cristalina depende de dos factores: La clase de átomos de que está compuesta y la manera como estén empaquetados los átomos.

En una serie de disoluciones sólidas hay un cambio continuo en el peso específico con el cambio en la composición química por lo tanto el resultado es una aproximación.

El peso específico ordinario es lo siguiente:

a) Se pesa la muestra en aire =  $W_a$

- b) La muestra se sumerge en agua y se vuelve a pesar =  $W_w$  donde en esta condición pesara menos ya que cualquier objeto sumergido en el agua es empujado por una fuerza equivalente al peso del agua desplazada.
- c) La pérdida de peso producido por la inmersión del agua =  $W_a - W_w$ .

Entonces la formula:

$$G.E. = W_a / (W_a - W_w) \quad (1)$$

### **Método del Picnómetro**

Cuando no se puede obtener un mineral con una masa homogénea se puede determinar su peso específico con gran exactitud por medio del Picnómetro donde trata de una pequeña botella con tapón de vidrio esmerilado a través del cual hay un orificio capilar.

- a) Se pesa la botella vacía con el tapón =  $P$
- b) Las pulpas de mineral se introducen en la botella y se pesa =  $M$
- c) Peso de muestra en aire =  $M - P$
- d) La botella se llena de agua destilada y se calienta por unos minutos hasta desaparecer las burbujas de aire que hubiese en la muestra. Una vez enfriado se llena completamente con agua destilada hasta el ras del orificio capilar =  $S$ .
- e) Pesar la botella llena de agua destilada =  $W$ .

Entonces la formula

$$G.E. = (M - P) / W + (M - P) - S \quad (2)$$

#### 4.4 ESTIMACIÓN DE LEYES

##### 4.4.1 Muestreo

Considerando el tipo y morfología vetiformes de las estructuras mineralizadas en Ticlio, el método de muestreo empleado es el de canales de mineral cogidos regularmente a lo largo de la potencia de la estructura tomando en consideración el máximo de cuidados para asegurar la representatividad de la muestra.

El procedimiento está normado mediante un Manual de Muestreo y adicionalmente está sujeto a una serie de controles para identificar los posibles errores en su ejecución y efectuar los ajustes correctivos del caso. El espaciamiento de muestreo es de 3.00m. en labores principales (galerías, chimeneas, subniveles) y de 5.00m. en tajeos.

Para el caso del cuerpo Ariana evaluado por el método geoestadístico, el modelo ha tomado 623 muestras distribuidas en 27 taladros (3,195.40m) perforadas el año 2000 en una primera campaña y el 2005 en la segunda, según la tabla mostrada

Tabla N° 1. Estimación de leyes

Taladro DDH	Muestras	Total m. perforados	Taladro DDH	Muestras	Total m. perforados
SS-6	35	132.6	SS-20	38	87.35
SS-7	51	170.7	SS-21	38	95.05
SS-8	46	102.25	SS-22	33	113.75
SS-9	48	130.35	SS-23	5	36
SS-10	41	92.1	DDH-01-5-05	10	180
SS-11	18	130.1	DDH-02-5-05	10	160.4
SS-12	29	78.8	DDH-03-5-05	13	140.5
SS-13	15	79.1	DDH-04-5-05	20	150.2
SS-14	7	38.05	DDH-05-5-05	8	145.6
SS-15	47	90.55	DDH-07-5-05	9	180.7
SS-16	19	90.05	DDH-08-5-05	9	171.2
SS-17	14	85.45	DDH-10-5-05	7	220
SS-18	35	96.45	DDH-12-5-05	10	150
SS-19	8	48.1			

Fuente : Departamento de Geomecánica. Mina Ticlio. 2012



Los tramos mineralizados de cada taladro fueron muestreados cortando los testigos con sierra circular diamantada.

#### **4.4.2 Laboratorio**

Se cuenta con un Laboratorio de Análisis Químico en Mahr Túnel para determinaciones analíticas por los elementos principales Cu, Pb, Zn y Ag. Los procedimientos están acorde con la tecnología actual y adicionalmente se viene estableciendo un sistema de control de calidad tanto para la preparación de muestras como para el proceso analítico.

Las muestras del mineral de cabeza aportado a Planta Concentradora durante el año 2002 fueron analizadas en los laboratorios certificados J. Ramón de la ciudad de Lima para efecto de comparación y ajuste de resultados.

#### **4.4.3 Factores de Corrección**

Los factores de corrección se sustentan en datos obtenidos mediante el “cruce de muestras” y en la comparación de resultados analíticos con laboratorios certificados de Lima. Los factores de corrección por errores de muestreo tienen mayor confianza debido a que se ha eliminado totalmente el cuarteo de las muestras en interior mina (eliminándose el error humano por este concepto). Actualmente se está trabajando tanto en mina y laboratorio para minimizar en lo posible todo tipo de error y elaborando una

data que nos dé mayor sustento en las posteriores evaluaciones. Los factores obtenidos son:

	<b>Cu</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Ag</b>
<b>F.C. x ERROR DE MUESTREO - ANALITICO</b>	0.90	0.90	0.90	0.98

#### **4.4.4 ESTIMACIONES**

##### **4.4.4.1 Método Clásico**

Utilizado para estimar los Recursos en las principales vetas mediante bloques delimitados en base a criterios geológicos, tipo de estructura, persistencia de la mineralización, interpretaciones isovalóricas, controles de la mineralización, etc. Los tonelajes se calculan mediante fórmulas geométricas de volúmenes y considerando la respectiva gravedad específica (sin olvidar el factor de ángulo de buzamiento). Para la simplificación de estos cálculos se utilizan las herramientas del Autocad. Las leyes se calculan por ponderación simple de todos los valores que tengan influencia en el bloque y luego son afectadas por los factores de corrección por errores de muestreo y análisis.

## CAPITULO V

### GEOMECANICA EN LA MINA TICLIO

#### 5.1. ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS

Para la obtención de las propiedades mecánicas de la roca intacta, se han evaluado los testigos de perforación diamantina, lo mas resaltante de estas propiedades es del mineral en contacto con la caja techo alcanzando resistencia la compresión simple de 812.64 Kg/cm<sup>2</sup>.

Los resultados de los ensayos de compresión simple se adjuntan en la tabla siguiente:

Tabla N° 02: Propiedades Mecánicas de las Rocas Intactas (Datos referenciales a excepción de la Resistencia compresión simple)

Material	Peso Unitario (Ton/m <sup>3</sup> )	Resistencia Compresión Simple (Kg/cm <sup>2</sup> )	Modulo De Young (MPa)	Relación de Poisson	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción interna
Caja Techo Diorita	3.2 – 3.5	47,16	6000-9000	0.3	65 - 95	24 - 27
Mineral	3.0-3.7	87.58-812.64	12000-16000	0.25	120 - 150	27 - 35
Caja Piso Caliza	3.0-3.5	88.22	8000-13000	0.25	90-110	28-32

Fuente : Departamento de Geomecánica. Mina Ticlio. 2012



Figura N° 10. Ensayo de Compresión Simple  
Fuente: Universidad Católica del Perú 2012

## 5.2. LOGUEOS GEMOMECÁNICOS

La preparación de un registro de núcleos o el informe geológico implica cierto criterio del Ingeniero, ciertamente algunas dudas sobre la interpretación geológica podrían eliminarse si los registros están acompañados por fotografías, en el estudio geomecánico de las zonas mineralizadas se han levantado importante información el análisis de los sondajes diamantinos.

Un punto importante en la recolección de información de los logueos geomecánicos es el de estimar el RQD o porcentaje de recuperación de testigos, y se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100mm o más, del largo total del barreno. Por lo tanto:

Para el presente estudio se ha usado los sondajes diamantinos, específicamente la información obtenida de los logueos, los cuales se describirán en la parte de análisis del macizo rocoso de cada zonar.

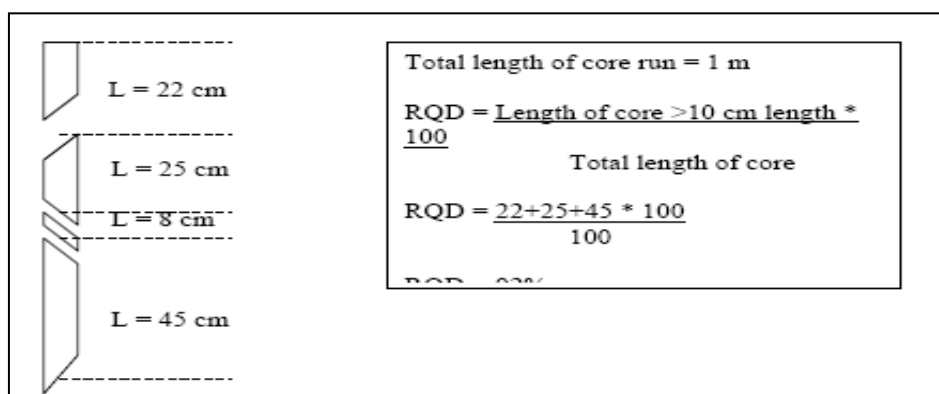


Figura N° 11. Logeos geomecánicos

Fuente: Universidad Católica del Perú 2012

### 5.3. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

#### 5.3.1 Sistema de Clasificación RMR

Este sistema de clasificación RMR es el considerado por Bieniawski (CSIR, South África) desde el año 1973.

Este sistema de clasificación ha tenido resultados satisfactorios dentro de la industria minera en el análisis del macizo rocoso.

Este sistema considera básicamente los parámetros siguientes:

- Compresión Uniaxial Simple (UCS)
- Rock Quality Designation (RQD)
- Espaciamiento de Fracturas (SJ)
- Condición de fracturas (CJ)
- Condición de agua (GC)

- Orientación de discontinuidades

**RMR= UCS+RQD+SJ+CJ+GC- Orientación de discontinuidades.**

Esta evaluación a través del sistema RMR nos permite dar un puntaje final al macizo rocoso de tal forma que lo clasifica dentro de los diferentes tipos de roca que puntualiza la tabla RMR.

A continuación se muestra el sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating):

Tabla N° 03: Clasificación Geomecánica

Parámetros	ESCALA DE VALORES							
Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm <sup>2</sup>	40-80 kg/cm <sup>2</sup>	20-40 kg/cm <sup>2</sup>	10-20 kg/cm <sup>2</sup>	10 kg/cm <sup>2</sup>		
	A Compresión Simple	2000 Kg/cm <sup>2</sup>	1000 - 2000 Kg/cm <sup>2</sup>	500 - 1000 Kg/cm <sup>2</sup>	250 - 500 kg/cm <sup>2</sup>	100-250 kg/cm <sup>2</sup>	30-100 kg/cm <sup>2</sup>	10-30 Kg/cm <sup>2</sup>
<b>VALOR</b>		<b>15</b>	<b>12</b>	<b>7</b>	<b>4</b>	<b>2</b>	<b>1</b>	<b>0</b>
R.Q.D.		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
<b>VALOR</b>		<b>20</b>	<b>17</b>	<b>13</b>	<b>8</b>	<b>3</b>		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
<b>VALOR</b>		<b>30</b>	<b>25</b>	<b>20</b>	<b>10</b>	<b>5</b>		
Condición de Juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm ó abiertos 1-5mm	relleno blando de espesor < 5mm. ó abiertas < 5 mm. fisuras continuas		
<b>VALOR</b>		<b>25</b>	<b>20</b>	<b>12</b>	<b>6</b>	<b>0</b>		
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min.		
	Presión de agua			0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Esfuer. principal	Cero						
	Situación General	Totalmente Seco		Solo húmedo agua insterst.	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
<b>VALOR</b>		<b>10</b>		<b>7</b>	<b>4</b>	<b>0</b>		

Orientación de rumbo y buzamiento de las fisuras	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Clase Número	I	II	III	IV	V
Tiempo de Mantenimiento	10 años para 5m.	6 meses para 4 m.	1 semana para 3 m.	5 horas para 1.5 m.	10 minutos para 0.5 m.
Cohesión	> 3 Kg/cm <sup>2</sup>	2-3 Kg/cm <sup>2</sup>	1.5-2 Kg/cm <sup>2</sup>	1-1.5 Kg/cm <sup>2</sup>	< 1 Kg/cm <sup>2</sup>
Angulo de fricción	> 45°	40°-45°	30°-40°	30°-35°	< 30°

Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

### 5.3.2 Geological Strength Index (GSI)

El sistema GSI es una tabla de clasificación de macizo rocoso muy fácil de usar, esta contempla básicamente dos parámetros, el primero es el parámetro de estructura o también interpretado como fracturamiento, dentro del cual se puntualizan diferentes tipos de roca, los cuales son determinados por rangos ya definidos y estimados para cada una de ellas. El segundo es el parámetro de condición superficial o interpretado a la resistencia de la roca, dentro de este parámetro también se mencionan diferentes tipos de roca los cuales son determinados a través de los rangos específicos de análisis que determina la tabla. El sistema GSI es muy usado en la minería actual, además este puede ser determinado o relacionado a través de los resultados de la clasificación RMR (Rock Mass Rating).

Tabla N°04. Clasificación RMR

Valor total del RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

Tabla N° 05: Clasificación Geomecánica

<b>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA EVALUAR SU RESISTENCIA</b> Basándose en la apariencia del afloramiento de roca, escoja la categoría que, según su criterio, mejor describe la condición "típica" del macizo rocoso in situ en condición no perturbada. Note que superficies expuestas de roca que han sido generadas por tronadura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente. Puede ser necesario considerar algún ajuste por tronadura, y un examen de testigos de sondajes y/o superficies definidas con precorte o tronaduras amortiguadas puede ayudar en la definición de este ajuste. Es también importante entender que el criterio de Hoek-Brown solo debe aplicarse a macizos rocosos en que el tamaño del bloque "típico" es pequeño con respecto al tamaño de la excavación considerada.		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES				
<b>ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO</b>		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES 				
<b>DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA</b> 	 <p><b>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY)</b>            MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.</p>	FB/MB	FB/B	FB/R	FB/M	FB/MM
	 <p><b>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY)</b>            MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>	FF/MB	FF/B	FF/R	FF/M	FF/MM
	 <p><b>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED)</b>            MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p>	FP/MB	FP/B	FP/R	FP/M	FP/MM
	 <p><b>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED)</b>            MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS</p>	D/MB	D/B	D/R	D/M	D/MM
		<b>MUY BUENA</b> Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)	<b>BUENA</b> Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con pelín de óxido de hierro	<b>REGULAR</b> Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas	<b>MALA</b> Superficies lisas y óxidas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes	<b>MUY MALA</b> Superficies lisas y óxidas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos

Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012



### 5.3.3 Interpretación RMR del GSI

Una vez encontrado o determinado el RMR a través de sus diferentes rangos de clasificación este se puede trasladar directamente al sistema de clasificación GSI a través de una simple fórmula:

$$GSI = (RMR-5) \quad (2)$$

Donde el RMR tiene la valuación de la condición de agua y el ajuste de la orientación de discontinuidades. Para macizos rocosos pobres (RMR menor de 25) el RMR no puede ser trasladado al sistema GSI.

En la figura siguiente se muestra el esquema general de la tabla de clasificación GSI:

Tabla N° 06: Esquema General de la Clasificación GSI

INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES				
De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades (en Tabla 4), seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia, GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor, por ejemplo 38.		MUY BUENA Superficie rugosa y de cajar fresco (en sentido o intemperización ni de alteración)	BUENA Superficie rugosa; capa levemente intemperizada y/o alisada, con patinas de óxido de hierro	REGULAR Superficie lisa, capa moderadamente intemperizada y/o alisada	MALA Superficie lisa y calcada; capa intemperizada y/o alisada, con relleno de finos gránulos y/o arcillosos limos	MUY MALA Superficie lisa y calcada; capa muy intemperizada y/o alisada, con relleno arcillosos blandos
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES →				
	<b>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY)</b> MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SI.	80	70			
	<b>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY)</b> MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.		60			
	<b>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED)</b> MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.			40		
	<b>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED)</b> MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIEN REDONDEADOS				30	
						20
						10

Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

#### 5.4. ANÁLISIS DEL MACIZO ROCOSO

##### 5.4.1 Datos de Campo

Como método de clasificación del macizo rocoso se determinó utilizar el sistema de clasificación RMR (Rock Mass Rating), para lo cual se hizo una evaluación de las cajas correspondientes a la zona de mineralización (Veta) con el afán de poder determinar los diferentes parámetros correspondientes a la tabla RMR.

Se uso el sistema de clasificación RMR debido a que dispone de la mayor cantidad de parámetros correspondientes a un análisis del macizo rocoso.

Tabla N° 07: Datos

LITOLOGIA	RMR	GSI	RCS (Mpa)
DIORITA (CAJA TECHO)	45-48	F-MF/R	70
MINERAL (VETA)	45-50	MF/R	75
DIORITA (CAJA PISO)	42-44	MF/R	60

Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

#### Parámetros de Deformación y de Resistencia

A partir de los datos obtenidos se realizó el modelo teniendo básicamente dos litologías:

- Mineral
- Diorita

Además también se ha considerado un tercer material que corresponde al relleno detrítico para efectos del modelo y el cual será utilizado para fines de llenado de las cavidades expuestas.

Tabla N° 08: Tabla de propiedades de los materiales

<b>MATERIAL</b>	<b>UNIT WEIGHT (MN/m3)</b>	<b>Young's Modulus (Mpa)</b>	<b>Poisson's Ratio</b>	<b>Peak Friction Angle (negrees)</b>	<b>Peak Cohesion (Mpa)</b>
<b>DIORITA</b>	0.026	7765	0.2	37	1.75
<b>MINERAL</b>	0.026	7768	0.2	37	1.68
<b>RELLENO</b>	0.02	1643	0.2	26	1.2

Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

#### 5.4.2 Descripción del Modelo Litológico

En la sección transversal se puede apreciar la distribución de la zona mineralizada y las zonas de caja techo y caja piso pudiendo identificar tres zonas litológicas tal como la figura.

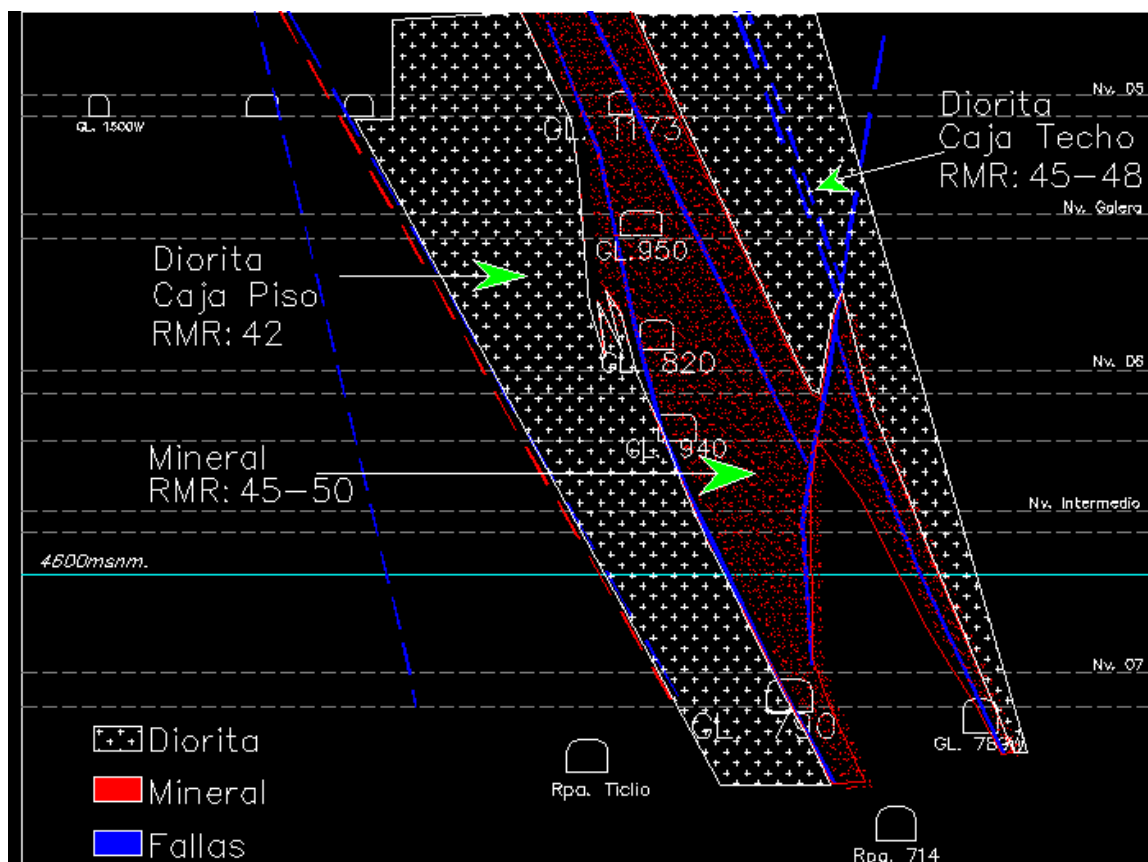


Figura N° 12: Esquema de distribución litológica  
Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

#### 5.4.3 Análisis Geomecánico Computacional

El diseño de explotación y geometría de las labores permisibles se realizó teniendo en cuenta el factor de seguridad (STRENGTH FACTOR) que asume el modelado, todos los valores por debajo de 1.3 color naranja representa bajo factor de seguridad, en tanto valores por encima de 1.3 color amarillo-verde representa factor de seguridad adecuado o bueno, de tal forma este contempla realizar la explotación en forma ascendente desde un nivel inferior el cual sería el TJ 790, las aberturas máximas permisibles en dicha explotación serian de 5.5 m correspondientes al ancho de la labor de la

columna mineralizada, posteriormente se efectuaría un banqueo máximo de 16 m como altura máxima permisible.

La explotación mediante los taladros largos en longitud total de la zona mineralizada se debe realizar por etapas para no dejar mucho tiempo expuestas las cajas, esto con la finalidad de evitar mayores relajamientos iniciales.

Las etapas de banqueo deben de ser máximo de una longitud de 10 m, posterior a esto se debe de efectuar la operación con relleno detrítico de fragmentación regular.

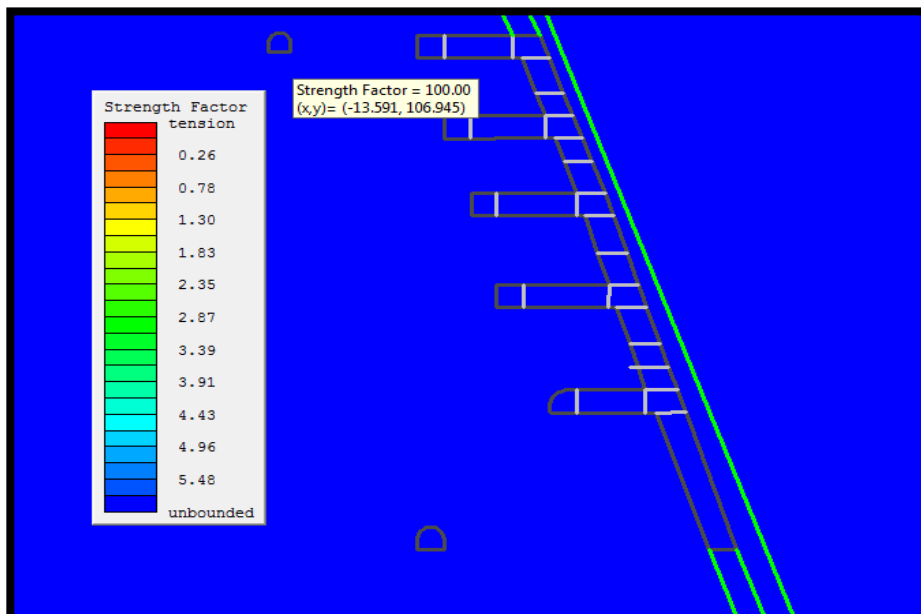
También debe de considerarse dejar en toda la longitud de la zona mineralizada pilares de 4 m con la finalidad de no contaminar el mineral del siguiente banqueo y además para dar un mayor factor de seguridad como soporte.

➤ **Aplicación Software Phases**

En las etapas correspondientes a la explotación por taladros largos de la veta ramal techo se ha considerado 12 etapas las cuales estarían relacionadas a una explotación ascendente desde el Tajo 790 como inicio del banqueo hasta llegar a un nivel superior el cual sería la Galería 950 como etapa final de banqueo y de relleno. Para el modelamiento y simulación de explotación se han considerado 12 etapas.

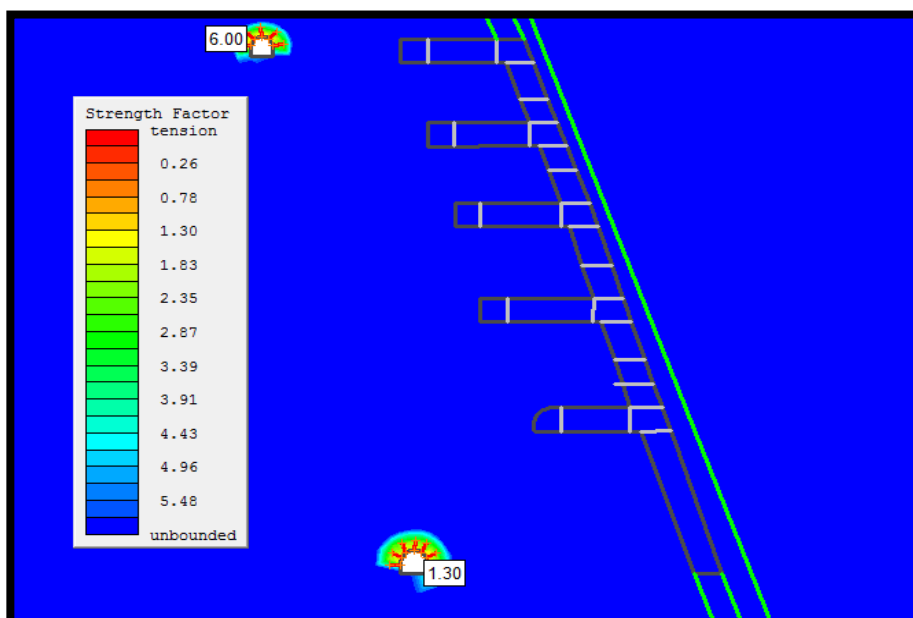
## APLICACIÓN SOFTWARE PHASES

### Etapa 1. Situación inicial de explotación



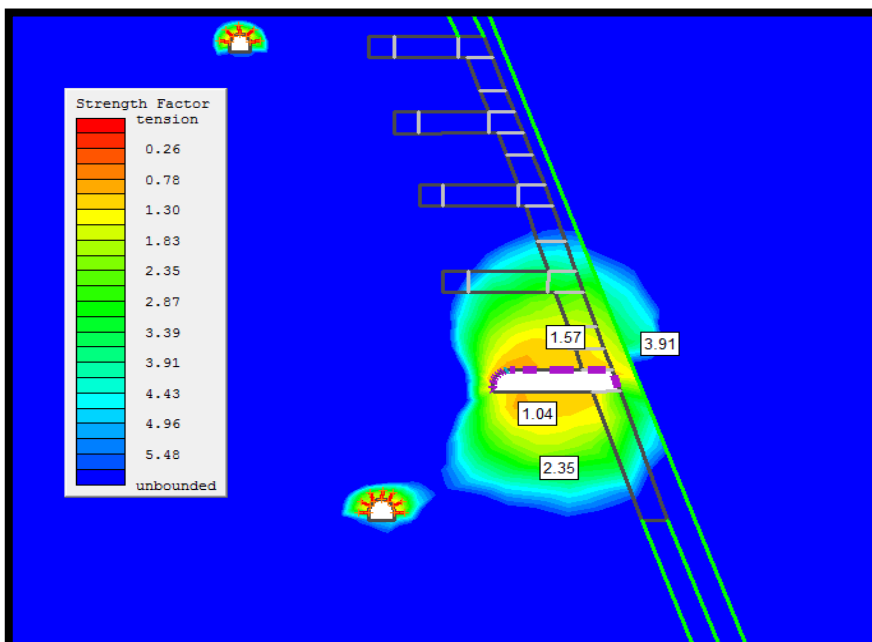
Esta imagen muestra una situación inicial de explotación, sin ningún tipo de inestabilidad, factores de seguridad por encima del valor mostrado.

### Etapa 2 . Simulación de las excavaciones periféricas



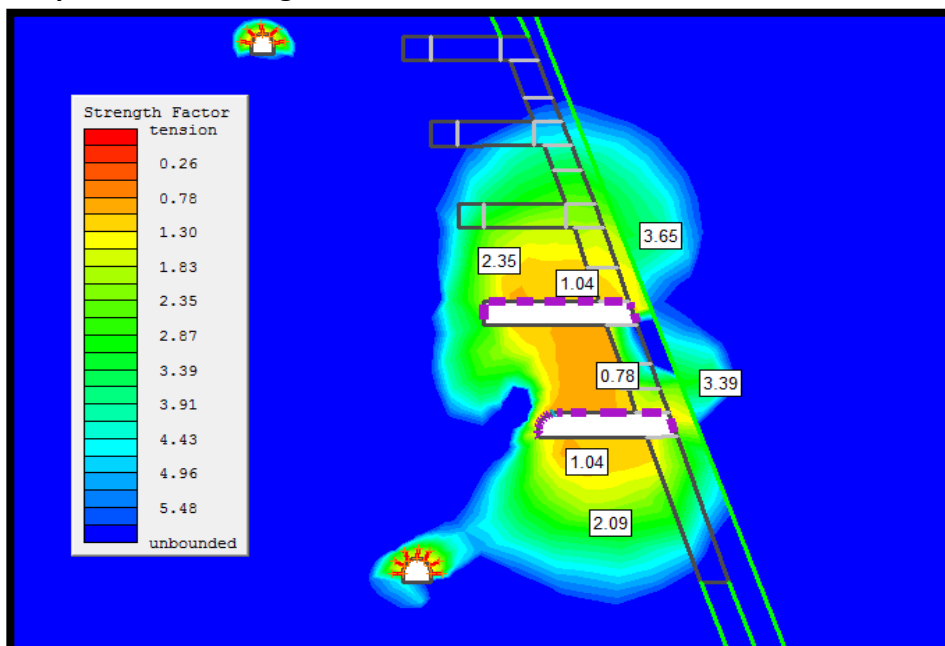
En esta etapa se hace la simulación de las excavaciones periféricas a la zona de explotación de la veta ramal techo presentando factores de seguridad altos.

### Etapa 3. Abertura del acceso donde sería el inicio de la explotación ascendente



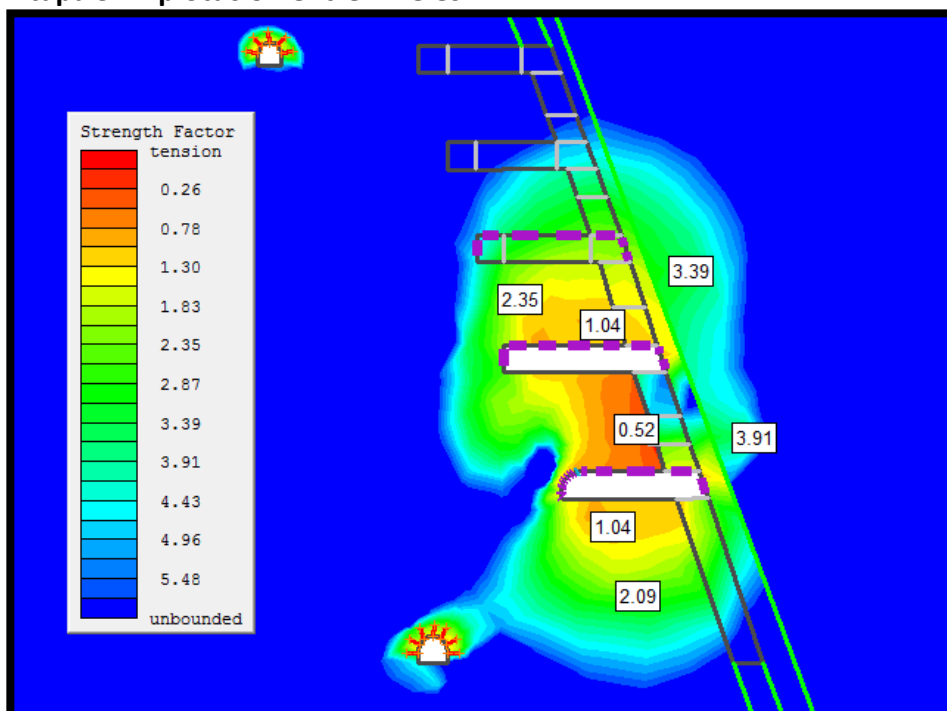
En la siguiente etapa se observa la apertura del acceso de donde sería el inicio de la explotación ascendente, el cual muestra también factores seguros de excavación.

### Etapa 4. Acceso al siguiente nivel



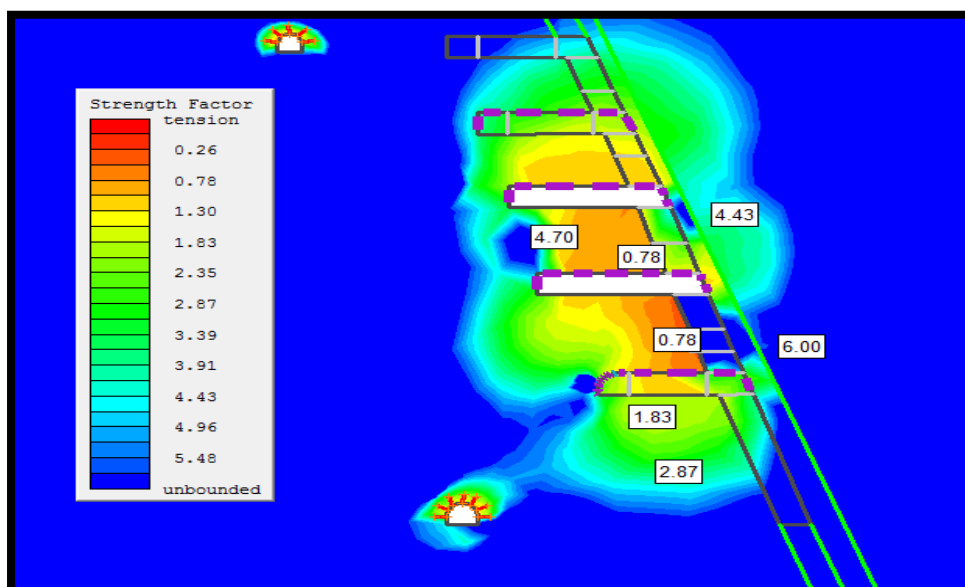
En esta fase se observa el acceso al siguiente nivel para posteriormente realizar el banqueo, no se observa ninguna inestabilidad mayor, sólo la propia generada por las aberturas.

### Etapa 5. Explotación entre niveles



Explotación entre niveles muestra estabilidad continua, hacia la caja piso el factor de seguridad es de 0.52 cierto grado de inestabilidad en esta fase mas no global, el cual es normal por tener la excavación expuesta.

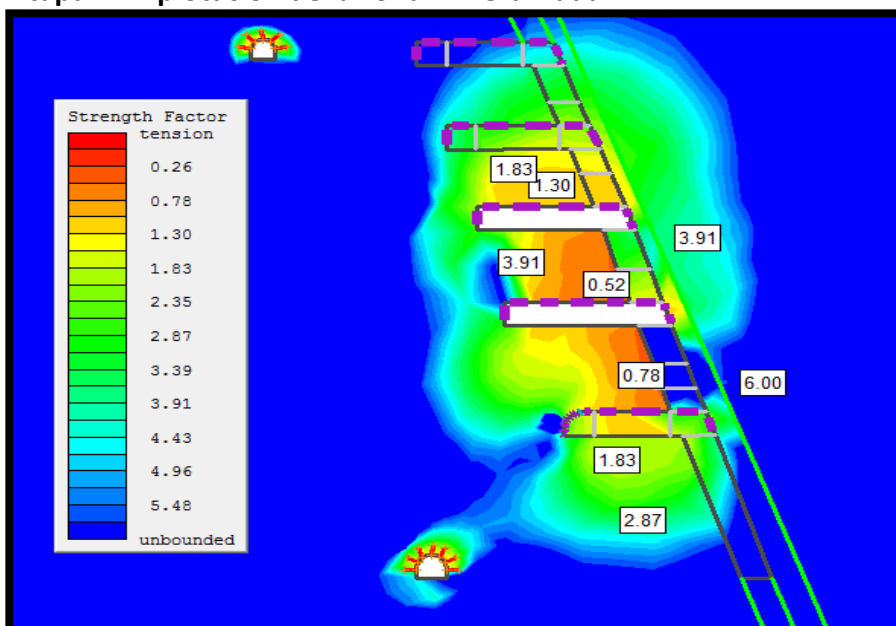
### Etapa 6. Aplicar el relleno detrítico a la cavidad



Aplicar el relleno detrítico a la cavidad expuesta la condición de estabilidad mejora notablemente, hacia la caja piso se observan factores de seguridad cercanos a la unidad, lo cual significa cerca al equilibrio.

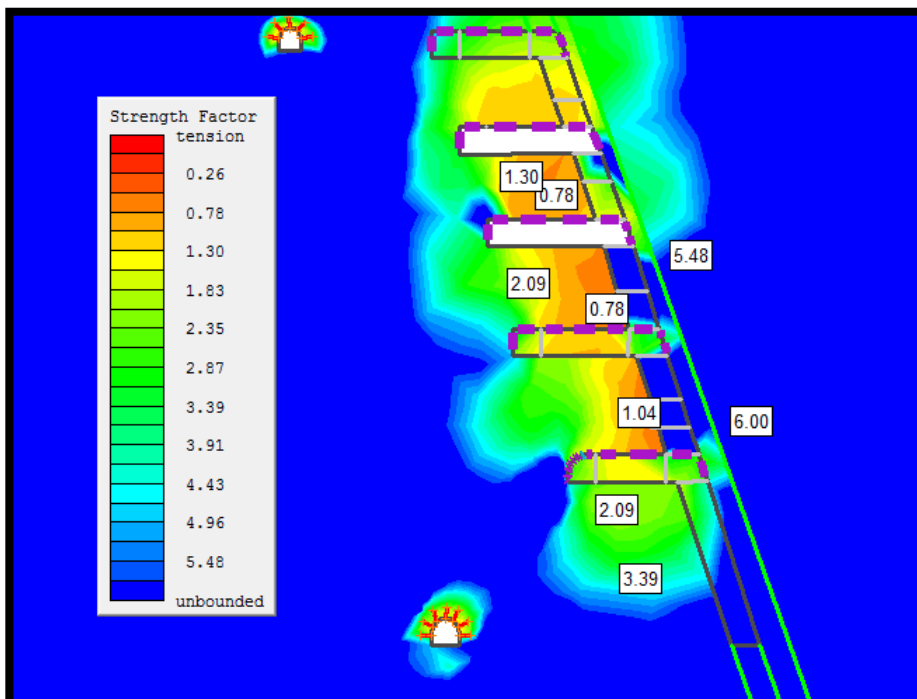


### Etapa 7. Explotación de la zona mineralizada



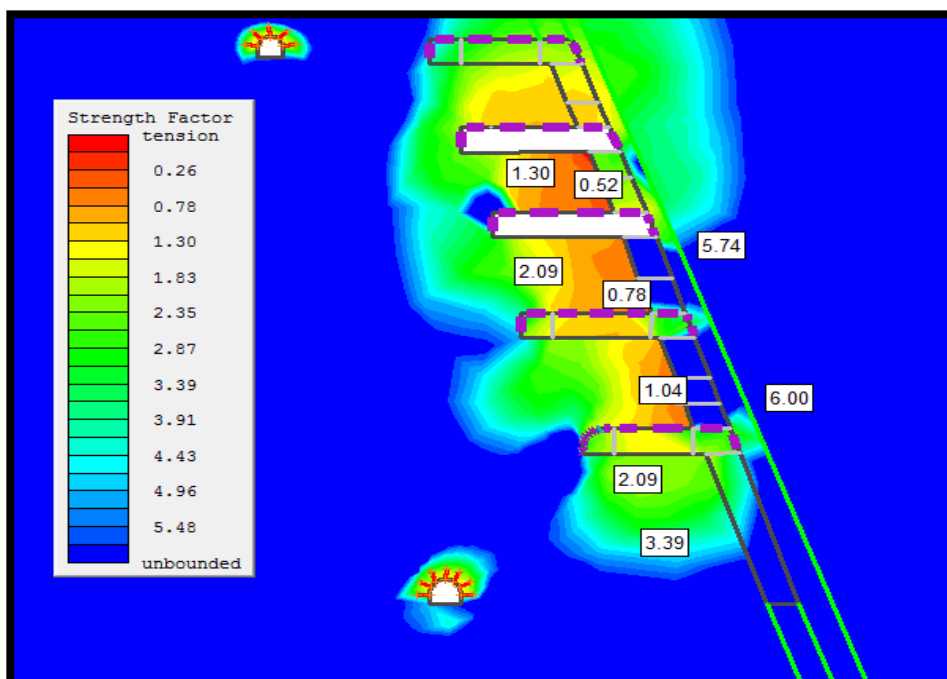
Al realizar la explotación de la zona mineralizada en un nivel superior los rangos de estabilidad bajan en su contorno siendo el rango de la caja piso el único anómalo (0.52).

### Etapa 8. Aplicando el relleno detrítico las estabilidades



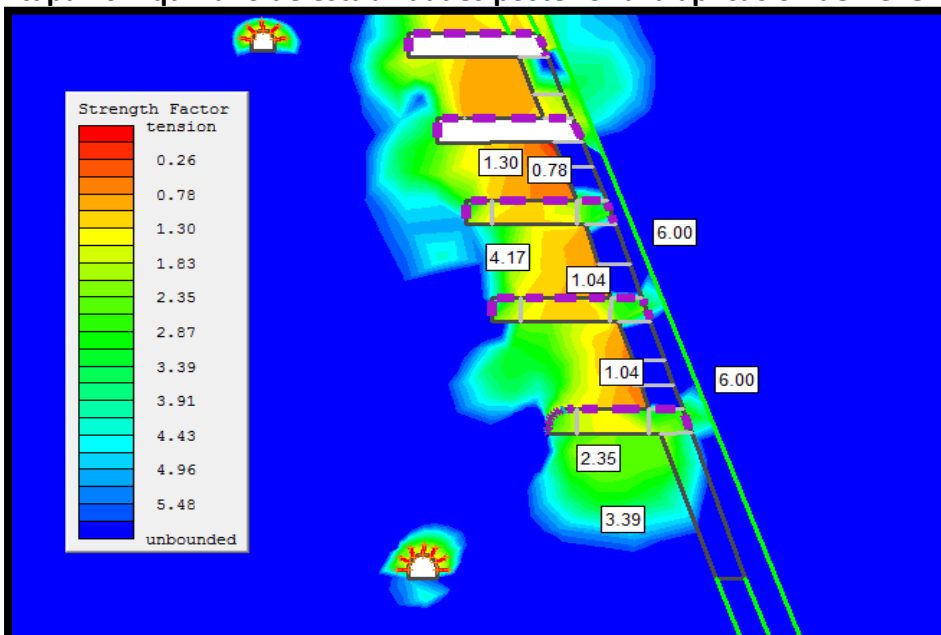
Aplicar el relleno detrítico las estabilidades mejoran, mostrándose una situación global con factores de seguridad adecuados dentro de una característica normal.

### Etapa 9 . Rompiendo la columna de mineral



Al romper nuevamente la columna de mineral el factor de seguridad disminuye, siendo esto normal de la explotación, esperando dicha cavidad su posterior relleno y estabilización.

### Etapa 10. Equilibrio de estabilidades posterior a la aplicación del relleno



En la última etapa se muestra un equilibrio de estabilidades posterior a la aplicación del relleno, es por eso que la etapa de extracción de mineral roto y relleno posterior debe de ser rápida y continua.

#### **5.4.4 Tipo de Sostenimiento**

- En las zonas de avance de los niveles y sub-niveles se deberá usar Shotcrete 2" con fibra metálica en las zonas de menor fracturamiento y alteración (RMR entre 45 y 48).
- En las zonas más próximas a un RMR más bajo de la zona se deberá colocar Shotcrete 2" con fibra metálica + Pernos Split Set sistemáticos o puntuales de acuerdo a la distribución y análisis de bloques.
- También se usara como herramienta de sostenimiento el relleno detrítico para las cavidades expuestas.

#### **5.4.5 Tiempo de Auto-Soporte**

- El tiempo de auto soporte en las zonas de avance de los niveles y sub-niveles será de 56 a 72 horas en los casos donde el macizo rocoso sea de 45 a 48 de RMR (Rock Mass Rating).
- En las zonas donde la condición del macizo rocoso especifique un RMR de 42 a 45 el tiempo de auto soporte fluctuara entre 36 y 56 horas como tiempo máximo sin sostenimiento.
- En las zonas de cavidades expuestas su tiempo de auto soporte será de 72 horas (03 días).

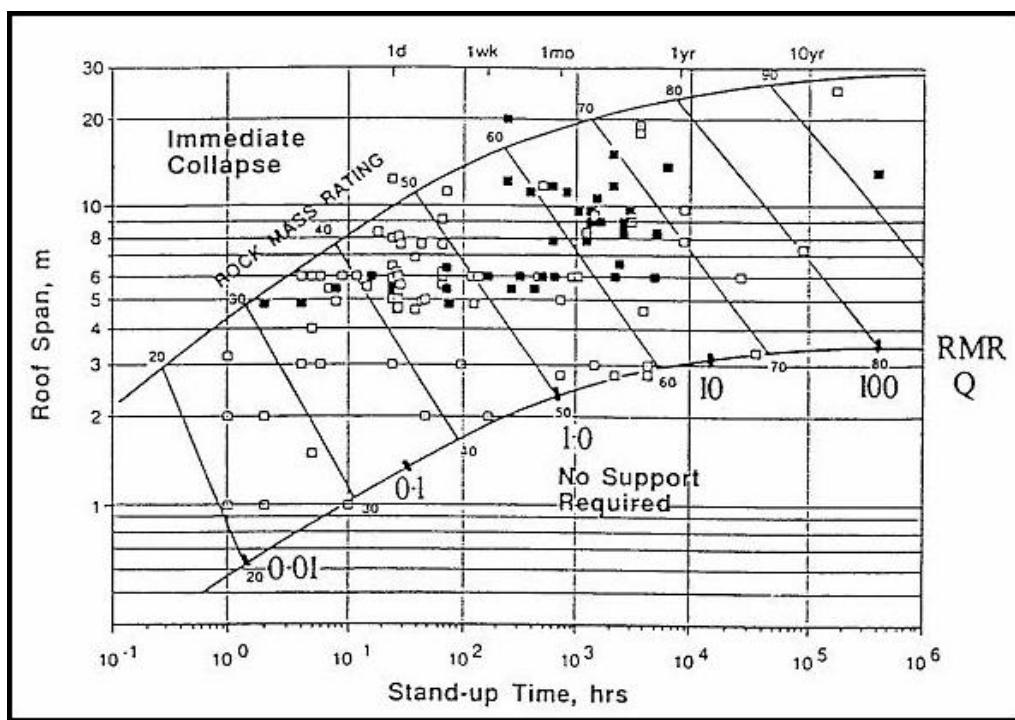


Figura N° 13 : Tiempo de Auto Soporte

Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

El análisis Geomecánico comprende: Zonificación geomecánica, zonificación estructural, evaluación de esfuerzos, las zonas competentes el RMR básico es  $\geq 45$  En los que se aplicará el Sub level Stopping. La roca en general tiene poca presencia de agua.

Esta zona se caracteriza por haber formado una fase de disseminación en la intersección de las siguientes vetas:

- Ramal Techo: Buz.: 65-70 grados.
- Veta Carla: Buz.: 75 grados
- Veta Julisa: Buz.: 75-80 grados

La zona de disseminados se presenta dentro de una roca intrusiva denominada diorita, la cual presenta mayor rango de alteración argílica.

En la mayor parte de los diseminados se puede apreciar que las características del macizo rocoso oscilan entre roca regular y pobre.

Esta zona presenta las siguientes características geomecánicas:

- Roca: Muy Fracturada/Regular a pobre.
- RMR: 42-47 (60% - Diseminados).
- GSI: Muy fracturada/regular.

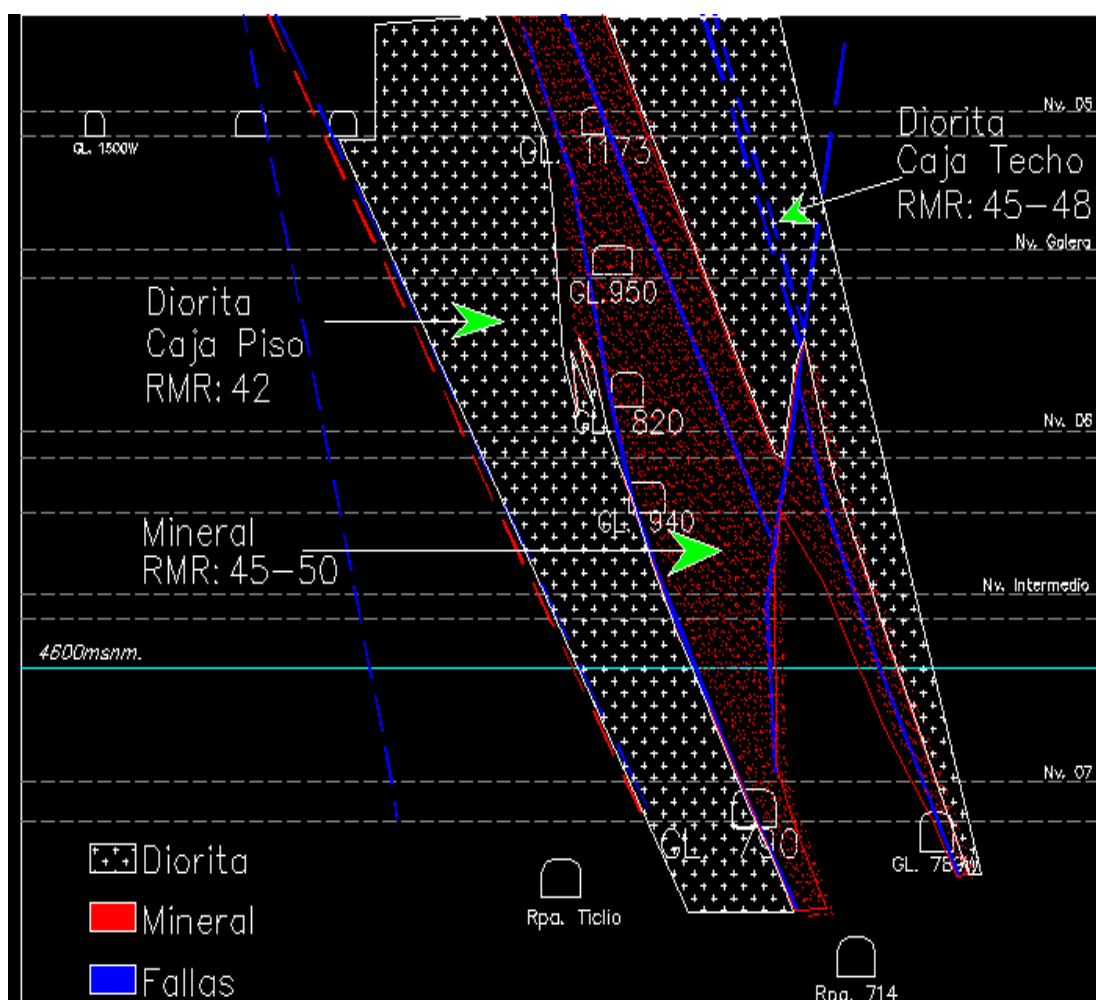


Figura N° 14 : Plano geomecánico  
Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

Tabla N° 09. Parámetros Geomecánicos de Análisis

ITOLOGIA L	RMR	GSI	RCS (Mpa)
(DIORITA CAJA TECHO)	45-48	F-MF/R	70
MINERAL (VETA)	45-50	MF/R	75
DIORITA (CAJA PISO)	42-44	MF/R	60

Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

Tabla N° 10. Parámetros de Deformación y Resistencia

MATERIAL	UNIT WEIGHT (MN/m <sup>3</sup> )	Young's Modulos (Mpa)	Poisson's Ratio	Peak Friction Angle (negrees)	Peak Cohesion (Mpa)
	0.026	7765	0.2	37	1.75
MINERAL	0.026	7768	0.2	37	1.68
RELLENO	0.02	1643	0.2	26	1.2

Fuente: Dpto. de Geomecánica 2012

## **CAPITULO VI**

### **CONSIDERACIONES PARA LA MEJORA DE LA EXPLOTACION EN LA VETA RAMAL TECCHO**

#### **6.1 INTRODUCCIÓN.**

El reducción de nuestras reservas en cuerpos, nos obliga a optimizar la explotación en vetas para mantener el ritmo de producción, por lo que el presente trabajo señala los procedimientos que debemos seguir para la selección del tajo que se adecue a este sistema, las preparaciones necesarias que garanticen una segura y adecuada explotación, los procedimientos que debemos observar en las diferentes etapas que requiere este método de trabajo ,finalmente los parámetros y costos que nos permitirá el control de la operación.

#### **6.2 OBJETIVOS.**

Los objetivos más relevantes del presente trabajo son:

- Explotar este método respetando los estándares de Seguridad.
- Hacer una selección más rigurosa del tajo en los que se va aplicar este sistema.

- Tener un diseño estándar que nos permita hacer la preparación estrictamente necesaria.
- La selección del equipo y acero adecuado.
- Tomar en cuenta todos los aspectos que influyen en la desviación para reducirlos.
- Llevar un registro de la perforación y voladura para cuantificarlos y mejorarlos.

### **6.3 CONSIDERACIONES, PLANEAMIENTO E INGENIERÍA DE DISEÑO**

#### **6.3.1 Geológicas.**

Debemos tener presente los siguientes:

- Reservas: Debe tener mínimo unas 25,000 TM. que justifique la preparación del By Pass y Ventanas.
- Leyes (% Zn., % PB., %Cu., Oz. Ag) económicas.
- Valor del Mineral. No menor de \$ 60.00 debe pagar la operación y obtener margen de utilidad.
- Potencia de Veta y/o potencia de minado debe ser de 2 mts. A más.
- Buzamiento, debe ser mayor a 50º que permita caer el mineral por gravedad.
- Presencia de agua, debe ser seco o poca agua que permita el uso de explosivo granulado.
- Indicar Tipo fracturamiento, plegamiento.



### 6.3.2 Geomecánicas.

Considerar:

- RMR del Mineral. Mínimo un RMR de 40 pero que permita conservar el taladro.
- RMR de las rocas encajo nantes, especialmente la caja techo mayor o igual a 50.
- Geodas y aberturas, no debe ser mucha para poder mantener la perforación.
- Presencia de Fallas y Planos Principales, deben ser identificados y puestos en el plano.
- Dureza de la roca y los cambios de dureza en el área de perforación.

### 6.3.3. Ingeniería de Diseño.

Considerar:

- Ancho de Minado.
- Costo de Operación.
- Ratio de Perforación: Toneladas mineral /metro perforado.
- Ratio de Preparación: Toneladas de mineral / metros de preparación.
- Porcentaje de Recuperación.
- Porcentaje de Dilución.
- Selección del Equipo y del varillaje de perforación.

## **6.4. ETAPAS DE MINADO**

### **6.4.1. Preparaciones de Labores.**

La operación de la Mina al momento de la ejecución debe observar entre otros:

- Llevar la sección de acuerdo a los planos de diseño. Techo de la labor pegado al hastial indicado por Geología.
- La corona de la labor debe ser llevado aplicando voladura controlada debe verse las cañas del taladro y terminar en arco, esto ayudará con la seguridad.
- El techo de la labor debe verse en sección longitudinal lo mas horizontal posible.
- El nivel superior de comunicación debe estar debidamente limpio y raspado para evitar el trancamiento de la columna en el momento de la comunicación.
- En el caso de taladros negativos el piso debe estar limpio y raspado para evitar la desviación en el momento del empate.
- Los taladros positivos comunicado deben ser inmediatamente taponeados con tacos de madera y yutes preparados para tal fin.

### **6.4.2 DISEÑO DE LA MALLA Y MARCADO DE LABORES.**

La persona encargada de preparar las secciones debe considerar entre otros:

- Topografía y la Geología actualizada.
- Dibujar en el plano la presencia de importantes geodas, fallas y planos.
- Señalar el cambio de dureza de roca.

- La longitud del taladro no debe exceder a los 11.0 mts por efecto de desviación.
  - En lo posible considerar la perforación hacia arriba especialmente cuando:  
La roca presenta fallas, geodas y no se cuenta con el aire y presión necesaria para la evacuación de detritus.
  - Tener un archivo de todas las secciones enviadas a su ejecución.
  - Tener un registro de los taladros ejecutados y sus modificaciones.
  - Tener un registro de los levantamientos topográficos de los taladros.
  - Antes de enviar a ejecución debe estar con el visto bueno del Jefe de Planeamiento.
  - Agregar al burden teórico el porcentaje de desviación para obtener el burden real
- El Topógrafo debe considerar:
- Levantamiento detallado de los niveles de trabajo (diseño de las secciones).
  - Levantamiento de los taladros comunicados (control grado de desviación).
  - Levantamiento del tajo explotado (determinar: Recuperación, dilución, cubicación).
  - Marcado en la labor de la línea de sección vertical de los taladros, la línea horizontal de la altura del eje de la corredera y los puntos de ubicación de taladros.

## **6.5. EQUIPO DE PERFORACIÓN.**

Para que el equipo de perforación deje de ser una máquina precisa debe contar entre otras cosas para el control de desviación con:

- El carril de perforación debe tener estinger hacia arriba y abajo para evitar la vibración (Evita error por la fijación de la viga de avance).
- La corredera debe ser largo que permita de una sola posición la perforación mínimo de 4 taladros (2 arriba y 2 abajo); Obteniéndose mejor paralelismo y mayor productividad en la perforación.
- Debe poseer como mínimo 2 señalizaciones láser: A la altura del eje de la corredera y una vertical al punto de perforación (evita el error por posicionamiento de equipo).
- Instalado un clinómetro para la medición de ángulos a precisión de minutos que no este afecto al imán y la vibración de las agujas (Evita el error por selección y lectura de ángulos).
- Un nivel de control de la verticalidad del carril a 90° (Evita error en la lectura de ángulos).
- Tener un sistema de lectura de Angulo.

### **6.5.1. Instalación del Equipo de Perforación y la Perforación.**

El operador debe observar entre otros:

- Debe tener totalmente limpio el nivel de Perforación.
- Debe tener sus herramientas de trabajo completo como: llaves, clinómetro, wincha, planos, y cuaderno.

- Alineamiento de los taladros en la sección vertical de perforación.
- Instalar el eje de la corredera a la altura de la línea horizontal.
- Hacer uso del láser tanto para la perforación vertical y horizontal.
- Los barrenos deben estar instalados en su soporte y no en el suelo.
- Dentro del varillaje debe de contarse con el tubo-tack para guía o estabilizador.
- Llevar reporte de la longitud exacta de perforación y las anomalías observadas.
- Regular los parámetros de perforación: Fuerza de avance, rotación, barrido y percusión de acuerdo a la calidad de roca.
- Utilizar los tubos de PVC en el caso que tenga que perforara taladros negativos.

## **6.6 CARGUÍO DE EXPLOSIÓN Y VOLADURA.**

El Encargado de la voladura debe observar:

- Discontinuidades: Planos, fallas, zonas de fracturas.
- Taco de detritus de acuerdo al distribución de carga.
- Tener sus accesorios de voladura: Cinta métrica (20mts.), Cordel de medida, bola de acero, pita de yute (polipropileno de ¼”), etc.
- Reporte detallado de la perforación, las secciones debidamente rellenadas por el perforista.
- Solicitar la hoja de carga y distribución del explosivo al Jefe de Guardia

- Utilizar las mangas de plástico en el caso de cavidades, fracturas para evitar el excesivo consumo de explosivo.
- Tener los conocimientos necesarios de las características de los explosivos para utilizar sus equivalentes en el caso que faltare uno de ellos.
- Verificar el rango de desviación, chequeando la comunicación de los taladros esto permitirá mejorar la secuencia de salida.
- Llevar el registro de la voladura secundaria.

#### **6.7 LIMPIEZA DEL MINERAL.**

Debe hacerse observando la seguridad:

- La secuencia de minado debe hacerse de un extremo para realizar la limpieza en retirada
- El operador debe trabajar bajo un puente que permita un buen manipuleo del control remoto.
- Utilizar un equipo a control remoto.
- Las ventanas que no se trabajan deben estar cerradas, solo pueden ingresar personal autorizado debiendo colocarse letreros.

#### **6.8. CONTROLES Y PARÁMETROS.**

- Rango de Desviación: 2 %, debe cuantificarse por equipo.
- Ratio de perforación: 2.1 ton/mt.perf., medir los Taladros Perforados vs. lo ejecutado.

- Ratio preparación: 30.22 ton/MT-perf, no debe hacerse mas preparación que el diseño.
- Factor de Potencia: 0.5kg/ton, debe llevarse el control por tajo, no tener más del 5% de voladura secundario para el caso de veta.
- Reporte de la perforación diaria y acumulada, hacer seguimiento diario.
- Alta productividad, debiendo esta variar entre 13 a 20 ton/tarea.

## **CAPITULO VII**

### **APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA VETA RAMAL TECHO**

#### **7.1 PREPARACIONES**

Esta zona contempla como límite de operación desde el Niv.6 cota: 4620, al Niv.8 cota: 4532 desarrollándose 7 Sub.Niveles de trabajo con una altura de 13.3 mts entre ellas, los que están conectados a través de By Pass y ventanas que suman un total de 1800 mts. Todos estos sub. Niveles están unidos por una rampa principal de 330 mts. con una gradiente de 13%. los servicios están dados por la ejecución de 4 chimeneas de Raise Borer de 2.1mt de diámetro distribuido como: Ore Pass, Wase Pass, servicios y Ventilación con un tota de 370 mts, chimeneas convencional de 2.1mt de diámetro distribuido como: Ore Pass, Wase Pass, servicios y Ventilación con un total de 210 mts. Para la preparación de los paneles se desarrolla primero una labor piloto de 3.0mtx3.0mt para todos ellos que suman un total de 1875mts los que se amplían posteriormente a 4.0mtx3.3mt con una longitud



total de 958 mts. para los paneles primarios y 6.0mtx3.3mt con una longitud de 917 mts. Para los paneles secundarios.

Tabla N° 11. Preparaciones de desmonte

<b>PREPARACIONES DESMONTES</b>		
<b>DESCRIPCION</b>	<b>SECC.</b>	<b>Cant.</b>
	<b>mxm</b>	<b>m</b>
Rampas (+) 676	4.0x4.0	222
Rampa (-) 542	4.0x4.0	182
By Pass y Ventanas	3.5x3.5	2184
Chimeneas (5) R.B	1.8x1.8	1136
Camaras (11) Carguio	4.0x4.0	25
Sub. Estaciones Elect.(3)	4.0x4.0	30
Camaras Bombeo(2)	4.0x4.0	24
		<b>3803</b>

Fuente: Dpto. de Geomecánica. 2012

## 7.2 CRITERIOS DE DISEÑO

- Calidad de trabajo en cada una de las etapas de minado.
- Adecuado uso de los equipos.
- Obtener la mayor utilización de los equipos.
- Los Sub. Niveles están separados la distancia necesaria para permitir una adecuada interpretación geológica.
- La perforación debe permitir un buen trabajo en el control de dilución y fragmentación.

### 7.2.1 Consideraciones

- Los diseminados se encuentran mayormente en la veta ramal techo.
- Se encuentran en longitudes de aprox. 200m formando columnas.
- Los diseminados no se encuentran en toda la longitud de la estructura.
- El ancho promedio varía de 6 a 12 m.

- El diseminado se encuentra generalmente hacia el techo de la estructura.
- La inclinación promedio varía desde los 60 grados hasta la vertical.

### **7.2.2 Antecedentes**

- Anteriormente la explotación se hizo solo en uno de los ramales de la veta.
- El ancho de minado fue de 1.5 m a 2.0 m.
- Se utilizó el método de corte y relleno ascendente con relleno detrítico.
- Para obtener el relleno buen porcentaje producto del denominado hueco de perro ejecutado en el tacho del ramal.
- Existen 5 niveles explotados rellenos parcialmente en un 40%.
- Los espacios abiertos de los tajos no se encuentran derrumbados presentando cierta estabilidad.

## **7.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

### **7.3.1 Sub. Level Stoping.**

Los sub. Niveles son inicialmente excavados a una sección de 4.0m x 4.0m, llevados en estructura pegados hacia la caja piso, posteriormente ampliados en toda la estructura hasta los 8m., en el caso de mayor potencia se hacen transversales dejando pilares.

La distancia entre subniveles es de 10 a 12 m lo cual permite:

- Buena interpretación geológica sobre los diseminados.
- Calidad de la perforación, con desviaciones no mayor a 1.5 %.

- Buen control sobre la caja techo reduciendo la dilución.
- La malla es paralela al buzamiento porque permite la aplicación de una voladura controlada e incrementa el ratio de perforación.
- La perforación mayormente es ascendente por la presencia de geodas lo cual resta Posibilidades de trancamiento de barra

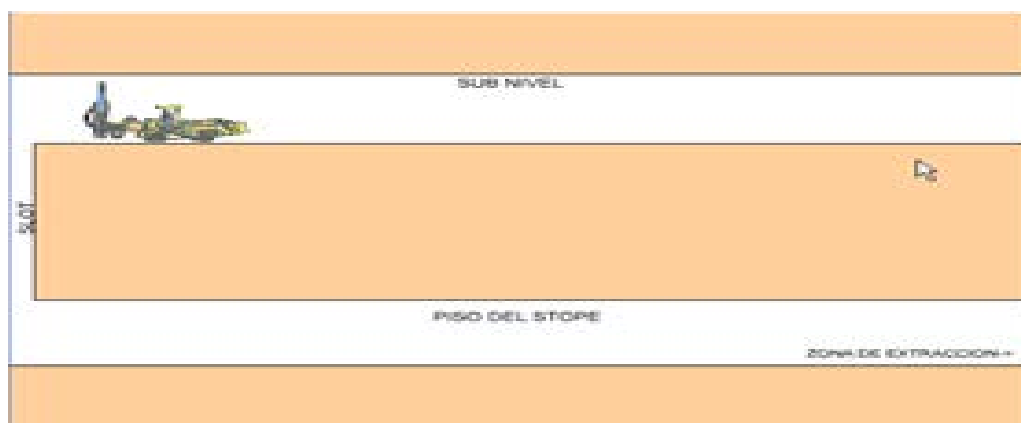


Figura N° 15 : Sección Longitudinal Sub. Niveles  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012



Figura N° 16: Secuencia de Minado  
Fuente: Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

La voladura es en retirada disparándose entramos de 20 m lo cual permite el adecuado uso del control remoto.

Luego de la limpieza en sub. Nivel vacío es rellenado inmediatamente por:

- Es el nuevo piso de minado para la explotación del siguiente block a minar.
- Estabilidad en el proceso de minado.
- Prevención posibles estallidos a futuro
- Se utiliza el desmante de las preparaciones evitando que estos salgan a superficie tanto por costo como por el tema de medio ambiente.

Tabla N° 12. Equipos de Perforación Y Limpieza

EQUIPO	CANT.	CAPACIDAD	MARCA	MODELO
<b>Scooptram C.R</b>	3	6 yd <sup>3</sup>	Atlas C., Sandvik	ST - 1030-1, Toro 007
	1	4 yd <sup>3</sup>	Atlas Copco	ST - 710
	1	2.5 yd <sup>3</sup>	Atlas Copco	ST - 2G
<b>Jumbo</b>	2	COP 1238	Atlas Copco	RB - 281
	1	COP 1238	Sandvik	AXERA DD310
	2	COP 1238	RMH	Long Hole
<b>Equipo Shotcrete C.R</b>	2	20 m <sup>3</sup> / h	R.B Semmco	ALPHA 20
	2	3.5 m <sup>3</sup>	Mixer Carmix	3.5 T4
	1	4 m <sup>3</sup>	Mixer Lorenzana	HURON 04
<b>Transporte</b>	1	17 Tn	Dumper Sandvik	EJC - 417
	1	23 Tn	Volquete	EJC - 417

Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

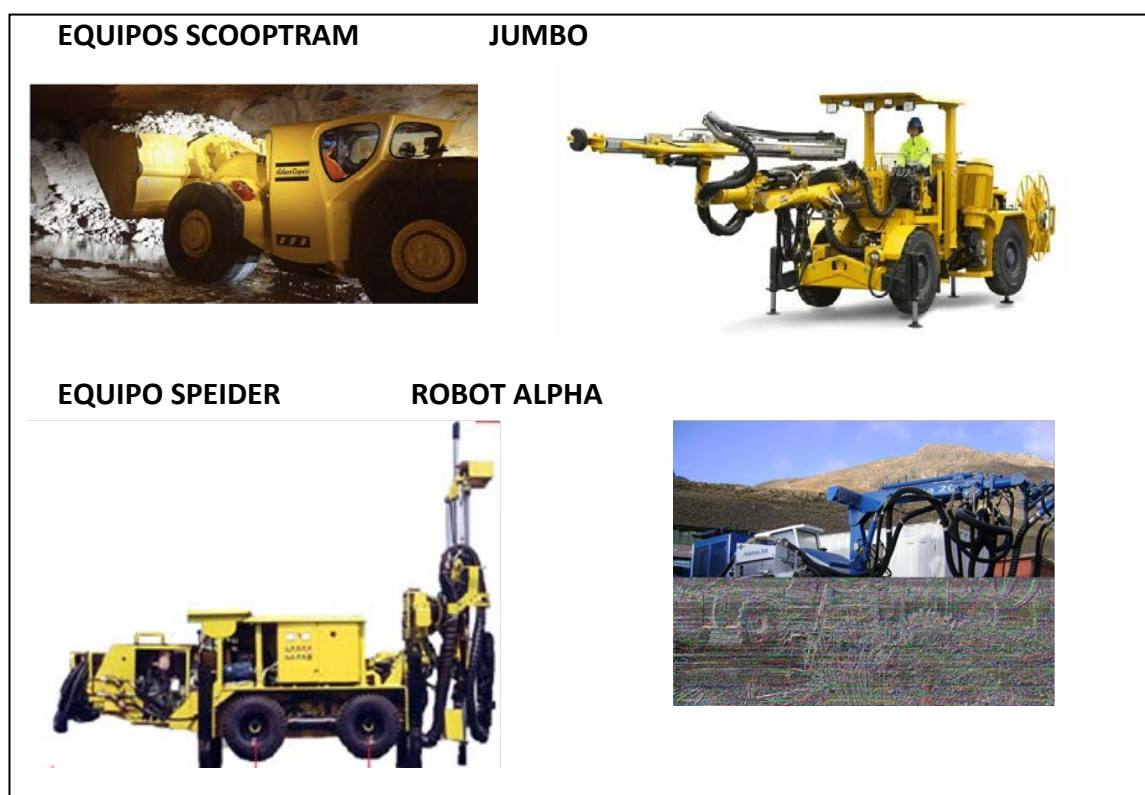


Figura N° 17 : Equipo de perforación, carguio y sostenimiento

Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

## **7.4 CICLO DE MINADO**

### **7.4.1 PERFORACIÓN**

La perforación para la etapa de la producción se hará con un equipo electro-hidráulico de taladros largos de bajo perfil este equipo debe contar con alineamiento vertical y horizontal láser y con lectora de ángulos, los taladros tendrán una longitud de 10 mts. De 2 ½" de diámetro todos ellos verticales y los que garantizaran una desviación menor al 2%, estimando con un total de 122,000 mts. de perforación.

La malla de perforación en un inicio será de 1.5 m x 1.7 m los que serán ajustados de acuerdo al grado de fragmentación.

El LHD SPEIDER JF-03.(COP 1238ME) Posee un sistema de alineamiento vertical y horizontal láser, con lectora de ángulos, los taladros tendrán una long. de 7m -10 m. De 2 ½" de diámetro todos ellos verticales, los que garantizarán una desviación menor al 2%.

La malla de perforación en un inicio será de 1.5 m x 1.5 m a 1.5 m x 1.7 m.

### **7.4.2 DESVIACION**

La desviación de los taladros tiene fuertes consecuencias en la economía de la Mina especialmente cuando se aplica la Técnica de Taladros Largos.

La incidencia de la desviación de los taladros en los costos de operación son tan altos que en algunas minas el costo del porcentaje de la desviación por tonelada es llevado como una data más del costo de operación.

#### 7.4.2.1 FUENTES DE LAS DESVIACIONES

##### A. FUERA DEL TALADRO

- Evaluación del método, excesiva longitud del Sub. Niveles
- Preparación de los Niveles de Perforación fuera del Standard.
- Levantamiento topográfico desactualizado.
- Inadecuada Técnica del Emboquillado
- Procedimiento Inadecuado de Posicionamiento

##### B. DENTRO DEL TALADRO

Condiciones Geológicas: Formación de la roca, tamaño de grano, Fracturamiento, Clivaje, Plegamiento.

#### 7.4.2 Incremento de los Costos de Operación por Efecto de la Desviación

- **INCREMENTO DEL RATIO DE PERFORACIÓN.** Si hay desviación el burden práctico es menor, por tanto se reduce el ratio de perforación, esto significa más metros perforados para la misma cantidad de mineral.
- **PERDIDA DEL MINERAL POR LA BAJA RECUPERACION.** Las veces que el taladro perforado por efectos de la desviación no cubre el área proyectada, este mineral se queda en el tajo, perdiéndose reservas probadas.
- **INCREMENTO EL RATIO DE PREPARACIONES.** Un parámetro importante a considerar en las Preparaciones de los Sub. Niveles es la longitud optima de perforación en el que esta incluido la Desviación Standard. por tanto si la

desviación es alta, la longitud de los niveles será menor por lo que se considerara en el proyecto mas niveles de perforación.

- **SOBRE COSTO POR EL TRATAMIENTO DE DESMONTE PRODUCTO DE LA DILUCION.** Un porcentaje significativo de la desviación del taladro perfora fuera del área mineralizada, esta producción de desmonte esta afecto a todas las actividades de la operación minera; Carguio de explosivo, la limpieza, extracción, transporte del mineral a la planta y finalmente el tratamiento.

#### **7.4.3 ACTIVIDADES A REALIZAR PARA REDUCIR EL RANGO DE DESVIACION**

- **DESVIACION ESTÁNDAR.** Tomar en consideración para el diseño de la malla
- **ESTRUCTURA DEL EQUIPO.** Considerar para las Secciones de Perforación.
- **ESPECIFICAR EL EQUIPO DE PERFORACION.** En el Programa de Producción esto va permitir la preparación en forma oportuna los Niveles de Perforación.
- **EQUIPOS.** Los Equipos: Boomer, Quasar, Simba son apropiados para la explotación SLC y de CR-CRM donde no hay problema de dilución por efecto de la preparación del Nivel de Perforación, y los accesos al tajo a través de rampas. La serie Raptor son adecuados para la explotación de las vetas angostas de 1.5 m a 3.0 mts.
- **PREPARACION DEL NIVEL DE PERFORACION.** Es sorprendente de cuan relevante es este aspecto, quizás esto es lo que menos se atiende, la importancia de que es para la desviación, una labor bien preparada como: La sección de la labor tenga las longitudes proyectadas según al equipo que va

ha perforar, esta sección debe hacerse de acuerdo a la posición de la estructura del mineral, el techo y piso deben llevarse lo mas horizontal posible y antes de iniciar la Perforación la labor debe quedar totalmente limpio de carga. Ambos aspectos son determinantes para un buen emboquillado.

## **7.5 VOLADURA**

Cada panel tendrá un slot los cuales serán ejecutados un 100% con taladros largos. Voladura en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales haciendo que los bloques in situ trabajen como enormes pilares.

El explosivo a utilizar será granulados reforzado con aluminio.

En los taladros pegados a los paneles adyacentes se aplicará voladura controlada.

Observar las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturas especialmente si son paralelas a la caja.

La Distribución carga especialmente la altura del taco final debe estandarizarse acuerdo a la dureza de roca.



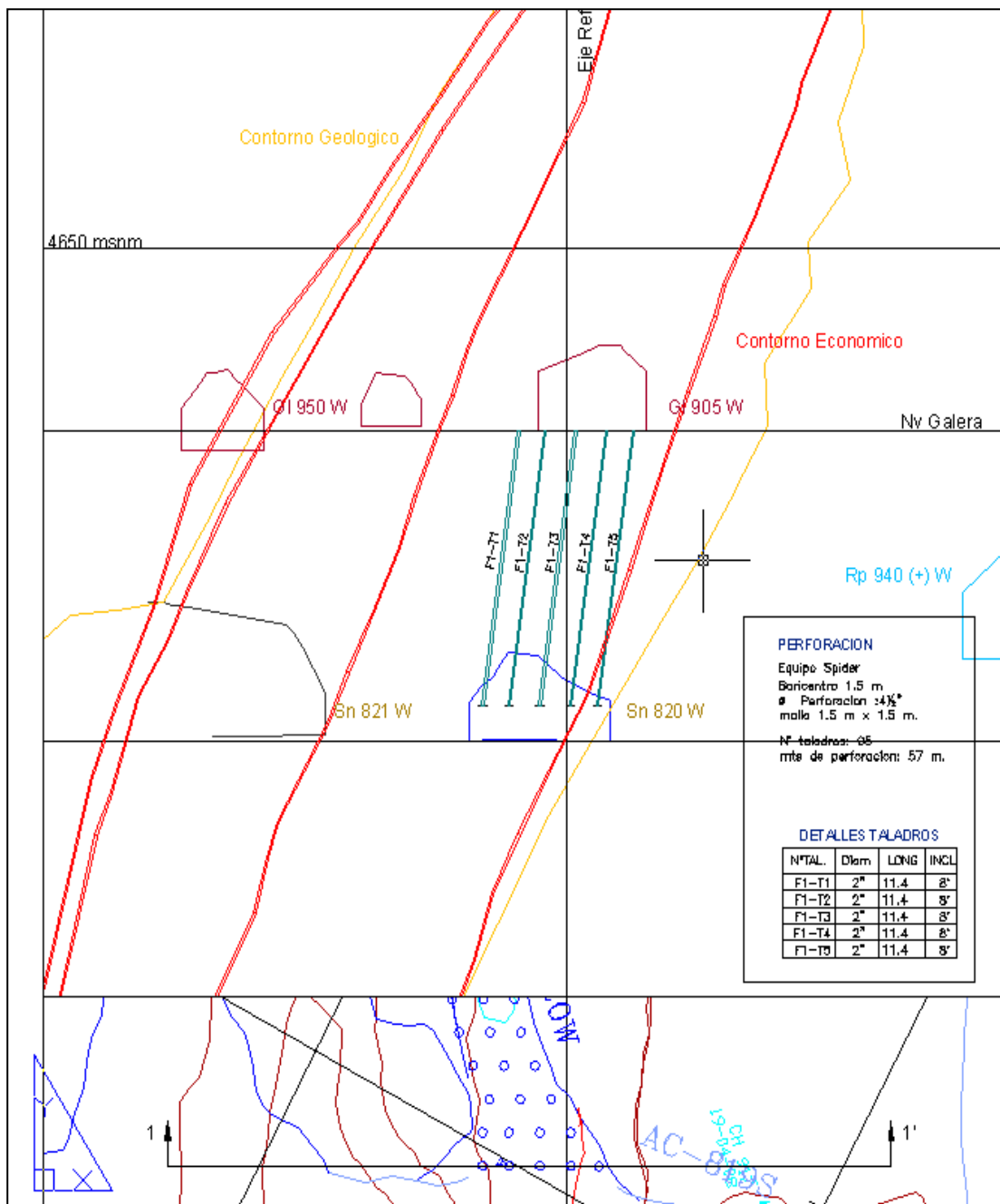


Figura N° 18 : Malla de producción  
 Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

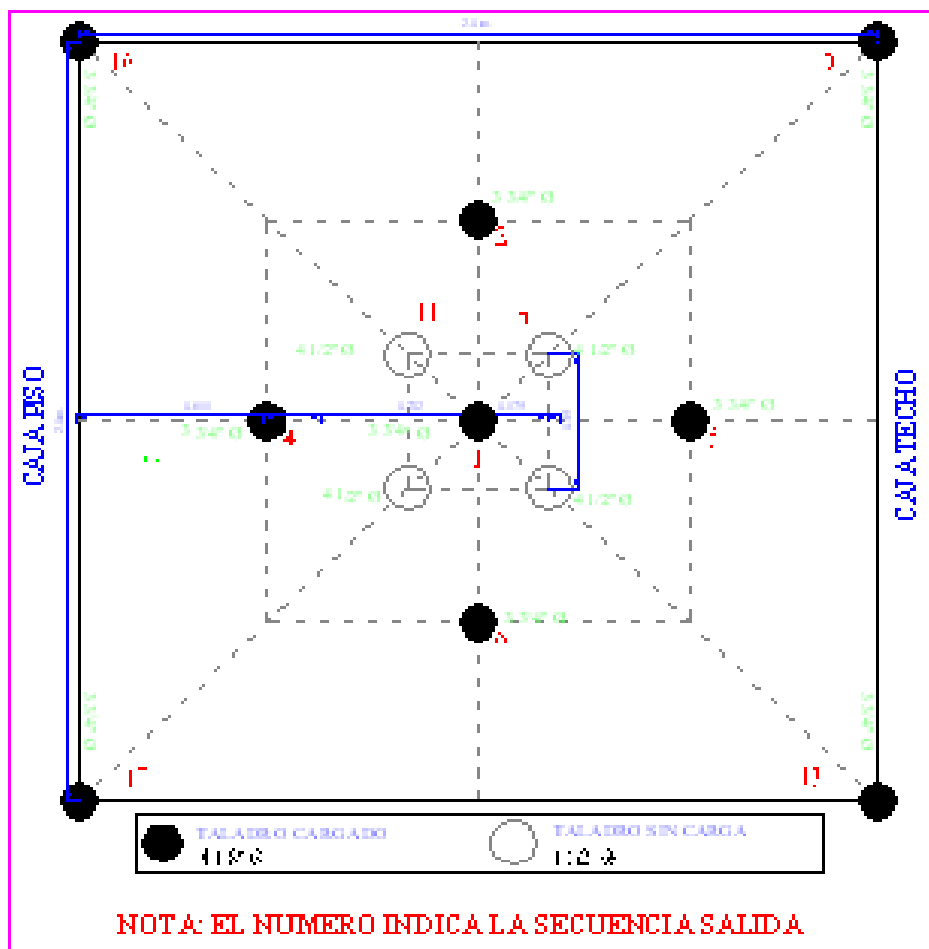


Figura N° 19 : Malla De Perforación Chimeneas Burn Cut Hole  
Fuente : Dpto. de Geomecánica Ticlio 2012

## 7.6 LIMPIEZA Y EXTRACCIÓN

La limpieza de mineral se llevara a cabo con Scooptram de 6 y d3 a control remoto, este mineral se llevará a una cámara de acumulación para luego cargar el mineral a volquetes los que evacuarán la carga directamente a la Planta Concentradora.

## **CAPITULO VIII**

### **PLAN DE MINADO 2014 EN LA UNIDAD TICLIO**

#### **8.1 PRODUCCIÓN POR MINA 2014**

## 8.1 Producción por Mina 2014

### 8.1.1 Resumen

MINA	Datos	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
TICLIO	PRODUCCION TMS	30,000	27,500	30,000	29,500	30,000	30,200	31,000	32,000	33,000	34,000	34,000	35,000	376,201
	%Cu	0.25	0.23	0.24	0.18	0.20	0.21	0.20	0.20	0.22	0.22	0.21	0.22	0.21
	%Pb	1.60	1.62	1.57	1.66	1.55	1.69	1.75	1.74	1.65	1.63	1.55	1.72	1.64
	%Zn	4.91	4.81	4.89	4.96	4.87	4.81	4.84	4.86	4.94	5.03	4.83	4.86	4.89
	Ag Gr	66.09	58.71	70.28	64.92	68.13	74.76	78.18	68.53	70.71	76.94	73.18	72.33	70.46
	Oz Ag	2.12	1.89	2.26	2.09	2.19	2.40	2.51	2.20	2.27	2.47	2.35	2.33	2.27

### 8.1.2 Por Método

METODO	SLS
--------	-----

TIPO	Datos	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
AVANCE	PRODUCCION TMS	10,105	11,775	11,804	17,541	13,028	14,377	14,051	11,917	12,090	16,852	12,277	10,838	156,656
	%Cu	0.17	0.17	0.19	0.17	0.16	0.16	0.13	0.26	0.21	0.18	0.16	0.36	0.19
	%Pb	1.95	2.01	1.70	1.89	1.74	1.81	1.80	1.80	1.68	1.55	1.41	2.05	1.78
	%Zn	5.79	5.65	5.06	5.24	4.91	4.72	4.70	4.97	4.98	4.45	4.41	5.86	5.02
	Ag Gr	68.39	60.27	69.58	70.30	87.95	79.77	77.92	81.12	78.57	62.53	60.80	75.83	72.65
	Oz Ag	2.20	1.94	2.24	2.26	2.83	2.56	2.51	2.61	2.53	2.01	1.95	2.44	2.34
TAJE0	PRODUCCION TMS	19,894	15,726	18,196	11,959	16,972	15,824	16,949	20,083	20,910	17,148	21,723	24,162	219,546
	%Cu	0.29	0.28	0.27	0.19	0.24	0.25	0.25	0.16	0.23	0.25	0.24	0.15	0.23
	%Pb	1.42	1.33	1.49	1.33	1.40	1.58	1.71	1.64	1.70	1.64	1.62	1.57	1.55
	%Zn	4.47	4.17	4.79	4.55	4.84	4.89	4.96	4.80	4.91	5.60	5.07	4.42	4.79
	Ag Gr	64.92	57.54	70.73	57.03	52.92	70.20	78.39	61.06	66.17	91.10	80.18	70.76	68.90
	Oz Ag	2.09	1.85	2.27	1.83	1.70	2.26	2.52	1.96	2.13	2.93	2.58	2.27	2.22
Total PRODUCCION TMS		30,000	27,500	30,000	29,500	30,000	30,200	31,000	32,000	33,000	34,000	34,000	35,000	376,201

### 8.1.3 Por Zonas

ZONA.	Datos	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
HUACRACOCHA	PRODUCCION TMS	30,000	27,500	30,000	29,500	30,000	30,200	31,000	32,000	33,000	34,000	34,000	35,000	376,201
	%Cu	0.25	0.23	0.24	0.18	0.20	0.21	0.20	0.20	0.22	0.22	0.21	0.22	0.21
	%Pb	1.60	1.62	1.57	1.66	1.55	1.69	1.75	1.74	1.65	1.63	1.55	1.72	1.64
	%Zn	4.91	4.81	4.89	4.96	4.87	4.81	4.84	4.86	4.94	5.03	4.83	4.86	4.89
	Ag Gr	66.09	58.71	70.28	64.92	68.13	74.76	78.18	68.53	70.71	76.94	73.18	72.33	70.46
	Oz Ag	2.12	1.89	2.26	2.09	2.19	2.40	2.51	2.20	2.27	2.47	2.35	2.33	2.27

### 8.1.4 Por Nivel

ZONA.	NIVEL	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014	
HUACRACOCHA	2	1,588	-	1,803	751	-	-	-	-	-	-	-	-	4,142	
	3	1,067	2,190	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,258	
	4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
	5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
	6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
	8	18,422	16,264	19,145	20,829	21,184	22,293	23,902	19,836	19,794	18,613	21,533	18,293	240,107	
	9	-	1,061	1,101	1,514	1,483	2,203	3,885	8,163	6,040	2,747	359	4,849	33,405	
	10	810	2,144	2,106	3,537	4,659	4,207	1,356	1,606	1,468	2,077	3,537	4,788	32,295	
	11	4,583	3,446	3,489	901	-	-	-	-	-	-	-	-	-	12,420
	12	3,530	2,394	2,356	1,967	2,675	1,498	1,857	2,396	4,123	2,592	4,159	3,135	32,681	
	13	-	-	-	-	-	-	-	-	1,576	7,971	4,413	3,935	17,895	
	Total general		30,000	27,500	30,000	29,500	30,000	30,200	31,000	32,000	33,000	34,000	34,000	35,000	376,201

Resumen de la producción por meses con sus respectivos minerales, leyes, avances, tajeos por zonas y el valor del mineral mostrando el incremento en cada mes.

8.1.5 Produccion por estructura

VETA	Datos	MES												Total 2014
		ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	
C. Ariana	PRODUCCION TMS	6,391	7,798	4,882	8,014	6,625	6,816	5,736	3,876	2,856	1,377	-	-	54,370
	%Cu	0.13	0.14	0.13	0.14	0.14	0.14	0.14	0.13	0.14	0.16	-	-	0.14
	%Pb	3.23	3.13	3.14	3.17	3.17	3.17	3.16	3.15	3.26	3.34	-	-	3.18
	%Zn	8.27	8.04	7.83	7.65	7.65	7.65	7.66	7.70	8.19	8.55	-	-	7.85
	Ag Gr	53.34	49.84	45.66	46.22	46.52	46.43	45.89	43.19	47.88	51.40	-	-	47.56
	Oz Ag	1.72	1.60	1.47	1.49	1.50	1.49	1.48	1.39	1.54	1.65	-	-	1.53
R. Techo	PRODUCCION TMS	9,558	8,149	13,320	16,573	16,795	15,702	17,777	21,328	16,693	18,019	10,598	12,571	177,082
	%Cu	0.11	0.07	0.13	0.11	0.18	0.21	0.17	0.14	0.14	0.15	0.11	0.25	0.15
	%Pb	1.12	0.89	1.31	1.21	1.19	1.39	1.59	1.69	1.73	1.68	1.56	1.99	1.48
	%Zn	4.15	3.29	4.47	4.29	4.24	4.31	4.50	4.41	4.66	5.04	4.68	5.32	4.49
	Ag Gr	56.58	42.47	74.45	78.30	80.22	91.13	95.96	77.78	80.15	84.84	78.56	75.20	78.85
	Oz Ag	1.82	1.37	2.39	2.52	2.58	2.93	3.09	2.50	2.58	2.73	2.53	2.42	2.54
V. Julisa	PRODUCCION TMS	5,897	5,221	5,091	3,450	3,461	3,037	1,857	2,396	4,123	3,571	6,557	4,136	48,796
	%Cu	0.79	0.81	0.79	0.63	0.52	0.52	0.97	0.98	0.88	0.98	0.68	0.70	0.76
	%Pb	0.17	0.16	0.17	0.07	0.19	0.10	-	0.09	0.18	0.14	0.31	0.32	0.18
	%Zn	2.45	2.52	2.82	1.81	3.57	2.57	1.00	4.21	5.23	5.73	5.43	5.92	3.74
	Ag Gr	86.79	81.60	81.04	42.26	45.17	56.03	64.10	50.28	47.44	55.32	62.76	57.62	63.63
	Oz Ag	2.79	2.62	2.61	1.36	1.45	1.80	2.06	1.62	1.53	1.78	2.02	1.85	2.05
V. Principal	PRODUCCION TMS	8,154	6,333	6,707	1,463	3,119	4,645	5,631	4,401	9,329	11,034	16,846	18,293	95,954
	%Cu	0.11	0.10	0.12	0.12	0.07	0.07	0.09	0.11	0.09	0.09	0.10	0.08	0.09
	%Pb	1.91	1.89	2.01	2.26	1.55	1.56	1.39	1.61	1.69	1.82	2.02	1.85	1.82
	%Zn	4.96	4.65	5.17	5.34	3.81	3.77	4.32	4.93	4.31	4.34	4.69	4.32	4.52
	Ag Gr	72.25	71.66	71.74	69.15	74.45	73.20	59.57	55.99	71.11	74.23	73.86	73.68	71.43
	Oz Ag	2.32	2.30	2.31	2.22	2.39	2.35	1.92	1.80	2.29	2.39	2.37	2.37	2.30
Total PRODUCCION TMS		30,000	27,500	30,000	29,500	30,000	30,200	31,000	32,000	33,000	34,000	34,000	35,000	376,201
Total %Cu		0.25	0.23	0.24	0.18	0.20	0.21	0.20	0.20	0.22	0.22	0.21	0.22	0.21
Total %Pb		1.60	1.62	1.57	1.66	1.55	1.69	1.75	1.74	1.65	1.63	1.55	1.72	1.64
Total %Zn		4.91	4.81	4.89	4.96	4.87	4.81	4.84	4.86	4.94	5.03	4.83	4.86	4.89
Total Ag Gr		66.09	58.71	70.28	64.92	68.13	74.76	78.18	68.53	70.71	76.94	73.18	72.33	70.46
Total Oz Ag		2.12	1.89	2.26	2.09	2.19	2.40	2.51	2.20	2.27	2.47	2.35	2.33	2.27

8.2 VALOR DE MINERAL

MINA	Datos	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
TICLIO	Aporte Cu	6.13	5.79	5.93	4.39	5.00	5.07	4.87	4.93	5.41	5.34	5.24	5.39	5.29
	Aporte Pb	22.21	22.51	21.88	23.11	21.50	23.47	24.36	24.13	23.00	22.63	21.50	23.92	22.85
	Aporte Zn	56.25	55.01	56.03	56.81	55.72	55.04	55.42	55.68	56.52	57.57	55.29	55.69	55.92
	Aporte Ag	27.85	24.74	29.61	27.36	28.71	31.50	32.94	28.88	29.80	32.42	30.84	30.48	29.60
TOTAL		112.44	108.05	113.46	111.67	110.94	115.09	117.59	113.62	114.73	117.96	112.86	115.47	113.66

Se detalla la producción por las estructuras mineralizadas mensualmente mostrando el incremento de la producción con sus respectivos valores de mineral.

### 8.3 AVANCES LINEALES 2014

#### 8.3.1 Indices de Avances

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MTIC
Índice de Desarrollo	Tms/m	130
Índice de Preparación	Tms/m	67

#### 8.3.2 Resumen de avances lineales

MINA	EMPRESA	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
TICLIO	MASTER DRILLING			110	210	70								390
	VOLCAN	655	715	796	815	696	728	787	770	791	815	752	670	8990
Total general		655	715	906	1025	766	728	787	770	791	815	752	670	9380

#### 8.3.3 Avances por etapa

ETAPA	TIPO	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
DESARROLLO	HORIZONTAL	100	85	95	75	95	84	64	55	30	45	92	60	880
	VERTICAL			15	15		10	18			10	10	20	98
	RAMPA	135	125	150	110	145	135	145	90	95	95	60	70	1,355
EXPLORACION	HORIZONTAL	30	40	40	40	20	20	40	20					250
	VERTICAL													-
	RAMPA													-
EXPLOTACION	HORIZONTAL	233	345	329	374	272	354	415	475	470	550	525	470	4,812
PREPARACION	HORIZONTAL	87	65	77	127	129	67	65	110	168	95	45	35	1,070
	VERTICAL				12	15	18							45
	RAMPA	20	20	40	30	20	40	40	20	28	20	20	15	313
RAISE BORING	VERTICAL													-
	RAISE BORING			110	210	70								390
INFRAESTRUCTURA	HORIZONTAL	50	35	50	32									167
	VERTICAL													-
Total general		655	715	906	1,025	766	728	787	770	791	815	752	670	9,380

#### 8.3.4 Avances por contrata y etapa

EMPRESA	ETAPA	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
MASTER DRILLING	RAISE BORING			110	210	70								390
VOLCAN	DESARROLLO	235	210	260	200	240	229	227	145	125	150	162	150	2333
	EXPLORACION	30	40	40	40	20	20	40	20					340
	EXPLOTACION	233	345	329	374	272	354	415	475	470	550	525	470	4812
	PREPARACION	107	85	117	169	164	125	105	130	196	115	65	50	1428
	INFRAESTRUC		50	35	50	32								167
Total general		655	715	906	1,025	766	728	787	770	791	815	752	670	9380

Se muestra los índices de desarrollo y los índices de preparación en los avances en las diferentes etapas, principalmente como también avances de la contrata

## 8.4 SERVICIOS DE SOPORTE AÑO 2014

### 8.4.1 Horas equipo requerido

#### 8.4.1.1 Requerimiento de horas Jumbo percusión

TIPO EQUIPO	TIPO2	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
Jumbo	AVANCES	806.0	728.0	806.0	780.0	806.0	780.0	806.0	806.0	780.0	806.0	780.0	806.0	9490.0
	EXPLOTACION	403.0	364.0	403.0	390.0	403.0	390.0	403.0	403.0	390.0	403.0	390.0	403.0	4745.0
Total Jumbo		1209.0	1092.0	1209.0	1170.0	1209.0	1170.0	1209.0	1209.0	1170.0	1209.0	1170.0	1209.0	14235.0

#### 8.4.1.2 Requerimiento de horas Scoop limpieza y acarreo

TIPO EQUIPO	TIPO2	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
Scoop 6.0 Yd	AVANCES	811.6	733.0	811.6	785.4	811.6	785.4	811.6	811.6	785.4	811.6	785.4	811.6	9,556
	EXPLOTACION	405.8	366.5	405.8	392.7	405.8	392.7	811.6	811.6	785.4	811.6	785.4	811.6	7,186
Total Scoop 6.0 Yd		1217.4	1099.6	1217.4	1178.1	1217.4	1178.1	1623.2	1623.2	1570.8	1623.2	1570.8	1623.2	16,742

#### 8.4.1.3 Requerimiento de horas Robot Lanzador Shotcrete

TIPO EQUIPO	TIPO2	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
Lanzador	AVANCES	248.0	224.0	248.0	240.0	248.0	240.0	248.0	248.0	240.0	248.0	240.0	248.0	2920.0
	EXPLOTACION	248.0	224.0	248.0	240.0	248.0	240.0	248.0	248.0	240.0	248.0	240.0	248.0	2920.0
Total Lanzador		496.0	448.0	496.0	480.0	496.0	480.0	496.0	496.0	480.0	496.0	480.0	496.0	5840.0

#### 8.4.1.4 Requerimiento de horas Empernador Boolter

TIPO EQUIPO	TIPO2	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
Empernador	AVANCE	93.0	84.0	93.0	90.0	93.0	90.0	93.0	93.0	90.0	93.0	90.0	93.0	1095.0
	EXPLOTACION	620.0	560.0	620.0	600.0	620.0	600.0	620.0	620.0	600.0	620.0	600.0	620.0	7300.0
Total Empernador		713.0	644.0	713.0	690.0	713.0	690.0	713.0	713.0	690.0	713.0	690.0	713.0	8395.0

Se resume los requerimientos de horas Jumbo, horas scoop, horas robot, lanzador shotcrete y horas de requerimiento de empernador boolter para el año para lograr los objetivos de la producción y los avances.

8.4.2 REQUERIMIENTO DE EXPLOSIVOS

ETAPA	ELEMENTO	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
DESARROLLO	CORDON (Unid)	3,681	3,501	3,293	2,230	3,425	2,938	2,508	2,030	1,614	1,429	2,094	2,210	30,952
	EXPLOSIVO (Kg)	4,402	4,157	4,133	2,837	4,157	3,717	3,265	2,384	1,895	1,834	2,653	2,873	38,306
	DET. NO ELECTRONICO (Unid)	2,351	2,220	2,207	1,515	2,220	1,985	1,744	1,273	1,012	980	1,417	1,535	20,458
EXPLORACION	CORDON (Unid)	340	425	680	765	850	425	680	510	425	510	510	680	6,800
	EXPLOSIVO (Kg)	489	611	978	1,100	1,223	611	978	734	611	734	734	978	9,781
	DET. NO ELECTRONICO (Unid)	261	327	522	588	653	327	522	392	327	392	392	522	5,224
EXPLOTACION	CORDON (Unid)	2,089	3,057	2,852	3,320	2,383	3,080	3,575	4,038	3,995	4,675	4,463	3,995	41,521
	EXPLOSIVO (Kg)	2,849	4,218	4,023	4,573	3,326	4,328	5,074	5,808	5,747	6,725	6,419	5,747	58,835
	DET. NO ELECTRONICO (Unid)	1,521	2,253	2,148	2,442	1,776	2,312	2,710	3,102	3,069	3,592	3,428	3,069	31,422
PREPARACION	CORDON (Unid)	980	780	1,052	1,401	1,343	929	921	1,134	1,762	1,044	553	425	12,323
	EXPLOSIVO (Kg)	1,308	1,039	1,431	2,066	2,005	1,528	1,284	1,589	2,396	1,406	795	611	17,460
	DET. NO ELECTRONICO (Unid)	699	555	764	1,104	1,071	816	686	849	1,280	751	424	327	9,325
INFRAESTRUCTURA	CORDON (Unid)													-
	EXPLOSIVO (Kg)													-
	DET. NO ELECTRONICO (Unid)													-
Total CORDON (Unid)		7,090	7,763	7,877	7,717	8,000	7,372	7,684	7,711	7,795	7,658	7,619	7,310	91,596
Total EXPLOSIVO (Kg)		9,048	10,026	10,564	10,576	10,711	10,185	10,601	10,515	10,649	10,698	10,601	10,209	124,382
Total DET. NO ELECTRONICO (Unid)		4,832	5,355	5,642	5,648	5,720	5,439	5,662	5,616	5,688	5,714	5,662	5,453	66,430

Se resume el requerimiento de la cantidad de explosivos para las diferentes etapas de explotación para todos los meses, mostrando una reducción que nos permita reducir los costos de operación.



8.4.4.1 Requerimiento de sostenimiento por etapas

ELEMENTO	ETAPA	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
MALLA ELECT DE 4X4	DESARROLLO	282	252	312	240	288	275	272	174	150	180	194	180	2,800
	EXPLORACION	18	24	24	24	12	12	24	12	-	-	-	-	150
	EXPLOTACION	1,398	2,070	1,974	2,244	1,632	2,124	2,490	2,850	2,820	3,300	3,150	2,820	28,872
	PREPARACION	128	102	140	203	197	150	126	156	235	138	78	60	1,714
	INFRAESTRUCTURA	60	42	60	38	-	-	-	-	-	-	-	-	200
P. HELICOIDAL 3/4"X 7"	DESARROLLO	2,115	1,890	2,340	1,800	2,160	2,061	2,043	1,305	1,125	1,350	1,458	1,350	20,997
	EXPLORACION	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	EXPLOTACION	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	PREPARACION	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	INFRAESTRUCTURA	450	315	450	288	-	-	-	-	-	-	-	-	1,503
PERNO SPLIT SET 7"	DESARROLLO	2,115	1,890	2,340	1,800	2,160	2,061	2,043	1,305	1,125	1,350	1,458	1,350	20,997
	EXPLORACION	210	280	280	280	140	140	280	140	-	-	-	-	1,750
	EXPLOTACION	1,631	2,415	2,303	2,618	1,904	2,478	2,905	3,325	3,290	3,850	3,675	3,290	33,684
	PREPARACION	749	595	819	1,183	1,148	875	735	910	1,372	805	455	350	9,996
	INFRAESTRUCTURA	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
SHOTCRETE V. HUMEDA	DESARROLLO	282	252	312	240	288	275	272	174	150	180	194	180	2,800
	EXPLORACION	36	48	48	48	24	24	48	24	-	-	-	-	300
	EXPLOTACION	419	621	592	673	490	637	747	855	846	990	945	846	8,662
	PREPARACION	128	102	140	203	197	150	126	156	235	138	78	60	1,714
	INFRAESTRUCTURA	60	42	60	38	-	-	-	-	-	-	-	-	200
CIMBRAS 4.0M X 4.0M	DESARROLLO	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	EXPLORACION	15	20	20	20	10	10	20	10	-	-	-	-	125
	EXPLOTACION	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	PREPARACION	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	INFRAESTRUCTURA	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>Total MALLA ELECT DE 4X4</b>	<b>1,916</b>	<b>2,544</b>	<b>2,544</b>	<b>2,749</b>	<b>2,165</b>	<b>2,591</b>	<b>2,918</b>	<b>3,204</b>	<b>3,217</b>	<b>3,624</b>	<b>3,428</b>	<b>3,066</b>	<b>33,967</b>	
<b>Total P. HELICOIDAL 3/4"X 7"</b>	<b>2,790</b>	<b>2,610</b>	<b>3,042</b>	<b>2,088</b>	<b>2,340</b>	<b>2,286</b>	<b>2,088</b>	<b>1,305</b>	<b>1,125</b>	<b>1,350</b>	<b>1,458</b>	<b>1,350</b>	<b>23,832</b>	
<b>Total PERNO SPLIT SET 7"</b>	<b>4,930</b>	<b>5,585</b>	<b>5,994</b>	<b>5,881</b>	<b>5,672</b>	<b>5,779</b>	<b>6,008</b>	<b>5,820</b>	<b>5,927</b>	<b>6,075</b>	<b>5,658</b>	<b>5,060</b>	<b>68,389</b>	
<b>Total SHOTCRETE V. HUMEDA</b>	<b>956</b>	<b>1,119</b>	<b>1,186</b>	<b>1,202</b>	<b>1,046</b>	<b>1,116</b>	<b>1,199</b>	<b>1,233</b>	<b>1,255</b>	<b>1,320</b>	<b>1,229</b>	<b>1,098</b>	<b>13,961</b>	
<b>Total CIMBRAS 4.0M X 4.0M</b>	<b>15</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>10</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>10</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>170</b>	

8.4.4.2 Requerimiento de sostenimiento por elemento y por zonas

ELEMENTO	ZONA	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
MALLA ELECT DE 4X4	Huacrachocha	1,886	2,490	2,510	2,749	2,129	2,561	2,912	3,192	3,205	3,618	3,422	3,060	33,736
	BORRACHITOS	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
P. HELICOIDAL 3/4"X 7"	Huacrachocha	2,565	2,205	2,790	2,088	2,160	2,061	2,043	1,305	1,125	1,350	1,458	1,350	22,500
	BORRACHITOS	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
PERNO SPLIT SET 7"	Huacrachocha	4,705	5,180	5,742	5,881	5,352	5,554	5,963	5,680	5,787	6,005	5,588	4,990	66,427
	BORRACHITOS	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
SHOTCRETE V. HUMEDA	Huacrachocha	926	1,065	1,153	1,202	998	1,086	1,193	1,209	1,231	1,308	1,217	1,086	13,675
	BORRACHITOS	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
CIMBRAS 4.0M X 4.0M	Huacrachocha	15	20	20	20	10	10	20	10	-	-	-	-	125
	BORRACHITOS	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>Total MALLA ELECT DE 4X4</b>		<b>1,916</b>	<b>2,544</b>	<b>2,544</b>	<b>2,749</b>	<b>2,165</b>	<b>2,591</b>	<b>2,918</b>	<b>3,204</b>	<b>3,217</b>	<b>3,624</b>	<b>3,428</b>	<b>3,066</b>	<b>33,967</b>
<b>Total P. HELICOIDAL 3/4"X 7"</b>		<b>2,790</b>	<b>2,610</b>	<b>3,042</b>	<b>2,088</b>	<b>2,340</b>	<b>2,286</b>	<b>2,088</b>	<b>1,305</b>	<b>1,125</b>	<b>1,350</b>	<b>1,458</b>	<b>1,350</b>	<b>23,832</b>
<b>Total PERNO SPLIT SET 7"</b>		<b>4,930</b>	<b>5,585</b>	<b>5,994</b>	<b>5,881</b>	<b>5,672</b>	<b>5,779</b>	<b>6,008</b>	<b>5,820</b>	<b>5,927</b>	<b>6,075</b>	<b>5,658</b>	<b>5,060</b>	<b>68,389</b>
<b>Total SHOTCRETE V. HUMEDA</b>		<b>956</b>	<b>1,119</b>	<b>1,186</b>	<b>1,202</b>	<b>1,046</b>	<b>1,116</b>	<b>1,199</b>	<b>1,233</b>	<b>1,255</b>	<b>1,320</b>	<b>1,229</b>	<b>1,098</b>	<b>13,961</b>
<b>Total CIMBRAS 4.0M X 4.0M</b>		<b>15</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>10</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>10</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>170</b>

El requerimiento mensual durante el año de los elementos de sostenimiento para las diferentes etapas de explotación para mejorar el sostenimiento y realizar el mejor control de los materiales para lograr la reducción de los mismos y reducir los costos.



## 8.7 VENTILACION

### 8.7.1 BALANCE DE VENTILACION

#### BALANCE GENERAL DE AIRE EN MINA TICLIO 2013

##### INGRESO SE CAUDAL DE AIRE 2013

LABOR	M3	CFM	TIPO
TUNEL GALERA	3,681	129,967	INGRESO DE AIRE
RP_940	534	18,846	INGRESO DE AIRE
RB_03	1,670	58,951	INGRESO DE AIRE
CH_758	100	3,543	INGRESO DE AIRE
Tunel Huacracocha	1,763	62,238	INGRESO DE AIRE
CH_926	60	2,127	INGRESO DE AIRE
<b>TOTAL INGRESO</b>	<b>7,807</b>	<b>275,671</b>	INGRESO DE AIRE

##### SALIDAS DE AIRE 2013

LABOR	M3	CFM	TIPO
Tunel San Nicolas	534	18,846	SALIDA DE AIRE
RB_12	3,644	128,660	SALIDA DE AIRE
RB_8 y RB_11	1,002	35,374	SALIDA DE AIRE
Pique Inclinado	258	9,097	SALIDA DE AIRE
<b>TOTAL SALIDA</b>	<b>5,437</b>	<b>191,976</b>	SALIDA DE AIRE

##### NECESIDAD DE AIRE 2013

###### PARA PERSONAL

Compañía:	35 HombresxGuadia
Contratas:	52 HombresxGuadia
<b>Total</b>	<b>87 HombresxGuadia</b>

<b>522</b>	<b>18,432</b>
------------	---------------

###### PARA EQUIPO DIESEL

<b>TOTAL HP :</b>	<b>6622</b>	<b>19,866</b>	<b>291,109</b>
-------------------	-------------	---------------	----------------

<b>TOTAL NECESIDA DE AIRE</b>	<b>20,388</b>	<b>309,541</b>
-------------------------------	---------------	----------------

##### COMBERTURA NECESIDAD DE AIRE:

INGRESO	275,671
SALIDA	191,976
TOTAL NECESIDAD DE AIRE	309,541
COBERTURA	89%

#### BALANCE GENERAL DE AIRE EN MINA TICLIO PROYECCION 2014

##### INGRESO SE CAUDAL DE AIRE 2014

LABOR	M3	CFM	TIPO
TUNEL GALERA	3,681	155,960	INGRESO DE AIRE
RP_940	534	22,615	INGRESO DE AIRE
RB_03	1,670	70,741	INGRESO DE AIRE
CH_758	100	4,252	INGRESO DE AIRE
Tunel Huacracocha	1,763	74,685	INGRESO DE AIRE
CH_926	60	2,552	INGRESO DE AIRE
<b>TOTAL INGRESO</b>	<b>7,807</b>	<b>330,805</b>	INGRESO DE AIRE

##### SALIDAS DE AIRE 2014

LABOR	M3	CFM	TIPO
Tunel San Nicolas	534	22,615	SALIDA DE AIRE
RB_12	3,644	141,526	SALIDA DE AIRE
RB_8 y RB_11	1,002	38,911	SALIDA DE AIRE
Pique Inclinado	258	10,006	SALIDA DE AIRE
<b>TOTAL SALIDA</b>	<b>5,437</b>	<b>213,058</b>	SALIDA DE AIRE

##### NECESIDAD DE AIRE 2014

###### PARA PERSONAL

Compañía:	38 HombresxGuadia
Contratas:	60 HombresxGuadia
<b>Total</b>	<b>98 HombresxGuadia</b>

<b>588</b>	<b>20,762</b>
------------	---------------

###### PARA EQUIPO DIESEL

<b>TOTAL HP :</b>	<b>7102</b>	<b>21,306</b>	<b>312,211</b>
-------------------	-------------	---------------	----------------

<b>TOTAL NECESIDA DE AIRE</b>	<b>21,894</b>	<b>332,973</b>
-------------------------------	---------------	----------------

##### COMBERTURA NECESIDAD DE AIRE:

INGRESO	330,805
SALIDA	213,058
TOTAL NECESIDAD DE AIRE	332,973
COBERTURA	99%

### 8.8 INDICES DE OPERACIÓN

ACTIVIDAD	EQUIPO	INDICE	UNIDAD	AVANCES	PRODUCCION	DM%	% de Utilización
PERFORACION	Jumbo	Vel Perf. Jumbo	m/hr	20.21	26.25	85	70
	Spider	Vel . Perf. Spider	m/hr		12	90	80
VOLADURA		F.P.	Kg/tm		0.44		
		F.C.	Kg/ml	21.79			
		% Eficiencia	%	0.9	0.90		
ACARREO	<b>Mineral</b>						
	Scoop 2.2 Yd3		tm/hr.	28		90	85
	Scoop 4.0 Yd3		tm/hr.	40.5	65.56	90	85
	Scoop 6.0 Yd3		tm/hr.	60.8	85.6	90	85
	<b>Desmorte</b>						
	Scoop 2.2 Yd3		tm/hr.			87	50
	Scoop 4.0 Yd3		tm/hr.	42.05		92	66
TRANSPORTE	<b>Mineral</b>						
	Volquetes		tm/hr.	8.5	15.16	88	48
	<b>Desmorte</b>						
RELLENO	Volquetes		tm/hr.	52		90	85
	<b>Detrítico</b>						
SOSTENIMIENTO	Scoop 6.0 Yd3	Vel Relleno	m3/hr.		75		
		Fac. Relleno	m3/tm		0.45		
	Empernador		Pern/hr		13	90	59
PRODUCTIVIDAD	Lanzador		m3/hr		5	94	16
	Mixer		m3/hr		5	88	25
PRODUCTIVIDAD		Fac Productividad	tm/hr-hmb		4		

Se muestra los indices de operación para cada etapa mejorando la disponibilidad y la utilización de cada uno de los equipos.

## 8.9 COSTO OPERATIVO E INVERSIONES 2014

### 8.9.1 COSTO OPERATIVO

COSTO OPERATIVO MINA TICLIO 2014 (US\$)

Actividad	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
PERFORACION	143,351	135,322	182,616	171,269	114,364	117,103	144,788	120,131	115,563	106,073	110,321	92,826	1,553,727
VOLADURA	109,213	88,940	147,630	131,013	92,112	90,550	101,781	95,093	81,306	78,354	81,966	75,327	1,173,286
LIMPIEZA	123,113	123,704	123,501	131,478	153,033	119,203	131,059	147,719	140,009	116,417	112,548	129,720	1,551,503
SOSTENIMIENTO	286,670	172,908	298,085	235,675	264,855	229,615	269,644	253,795	231,290	222,325	298,663	196,321	2,959,845
RELLENO	29,263	39,976	47,553	22,843	37,036	15,229	50,479	41,879	47,553	26,650	-	45,687	404,149
TRANSPORTE	141,573	130,230	139,846	144,595	140,035	128,072	149,523	142,522	143,026	177,238	149,973	153,497	1,740,129
SERVICIOS	104,140	94,586	103,092	114,362	113,128	106,861	112,948	127,061	133,802	121,594	144,484	123,781	1,399,838
BOMBEO	23,895	20,708	22,302	21,504	21,506	20,708	20,709	21,504	20,709	21,504	21,506	24,292	260,846
SUPERVISION	73,716	70,834	71,756	72,122	71,699	70,733	71,043	72,144	70,704	71,362	72,441	73,581	862,134
OTROS	125,110	108,118	115,166	126,415	131,630	169,653	127,746	129,036	124,620	171,344	125,350	133,990	1,588,179
<b>Total general</b>	<b>1,160,044</b>	<b>985,326</b>	<b>1,251,547</b>	<b>1,171,275</b>	<b>1,139,399</b>	<b>1,067,726</b>	<b>1,179,719</b>	<b>1,150,883</b>	<b>1,108,582</b>	<b>1,112,862</b>	<b>1,117,251</b>	<b>1,049,021</b>	<b>13,493,636</b>

COSTO OPERATIVO MINA TICLIO 2014 (US\$/TM)

Actividad	ene-14	feb-14	mar-14	abr-14	may-14	jun-14	jul-14	ago-14	sep-14	oct-14	nov-14	dic-14	Total 2014
PERFORACION	4.78	4.92	6.09	5.81	3.81	3.88	4.67	3.75	3.50	3.12	3.24	2.65	4.13
VOLADURA	3.64	3.23	4.92	4.44	3.07	3.00	3.28	2.97	2.46	2.30	2.41	2.15	3.12
LIMPIEZA	4.10	4.50	4.12	4.46	5.10	3.95	4.23	4.62	4.24	3.42	3.31	3.71	4.12
SOSTENIMIENTO	9.56	6.29	9.94	7.99	8.83	7.60	8.70	7.93	7.01	6.54	8.78	5.61	7.87
RELLENO	0.98	1.45	1.59	0.77	1.23	0.50	1.63	1.31	1.44	0.78	-	1.31	1.07
TRANSPORTE	4.72	4.74	4.66	4.90	4.67	4.24	4.82	4.45	4.33	5.21	4.41	4.39	4.63
SERVICIOS	3.47	3.44	3.44	3.88	3.77	3.54	3.64	3.97	4.05	3.58	4.25	3.54	3.72
BOMBEO/DRENAJE	0.80	0.75	0.74	0.73	0.72	0.69	0.67	0.67	0.63	0.63	0.63	0.69	0.69
VENTILACION	2.46	2.58	2.39	2.44	2.39	2.34	2.29	2.25	2.14	2.10	2.13	2.10	2.29
AIRE COMPRIMIDO	4.17	3.93	3.84	4.29	4.39	5.62	4.12	4.03	3.78	5.04	3.69	3.83	4.22
<b>Total general</b>	<b>38.67</b>	<b>35.83</b>	<b>41.72</b>	<b>39.70</b>	<b>37.98</b>	<b>35.36</b>	<b>38.06</b>	<b>35.97</b>	<b>33.59</b>	<b>32.73</b>	<b>32.86</b>	<b>29.97</b>	<b>35.87</b>

Para este año se ha propuesto reducir el costo operativo mostrando una reducción en cada mes, para lograr los objetivos trazados.

## **CONCLUSIONES**

1. Para la aplicación de taladros largos en vetas angostas se tiene que buscar la veta que cumpla con las condiciones de aplicación como un estándar.
2. No se puede iniciar una preparación de un tajo, si éste no se filtra con las condiciones de ingeniería básicas del método.
3. Para la aplicación de taladros largos en vetas angostas se tiene que buscar la veta que cumpla con las condiciones de aplicación como un estándar.
4. No se puede iniciar una preparación de un tajo, si este no se filtra con las condiciones de ingeniería básicas del método.
5. Para incrementar la eficiencia de los avances la perforación debe ser uniforme y no debe existir variación entre las longitudes de perforación. Además se recomienda usar tacos de material inerte.
6. El método de taladros largos en vetas es un método más seguro que otros métodos, por tener menos tiempo de exposición a las labores mineras, al trabajar con equipos mecanizados.

7. Mejora en la perforación de taladros largos, se ha tomado conocimiento de problemas presentados en la fragmentación así como disparos soplados.
8. Los errores que se tiene son producto de una serie de factores, el primero se refiere al diseño de mallas, no se realizaba de acuerdo al tipo de roca, el segundo a la perforación mal realizaba y tercero a la falta de control en la voladura.
9. Los equipos de perforación usados son tipo Spaider, se hacen útiles debido a su bajo costo de adquisición y mantenimiento.

## RECOMENDACIONES

1. Principalmente se observa un déficit en el abastecimiento de energía eléctrica en ciertos sectores de la mina, para lo cual se recomienda acelerar en la construcción de una subestación cercanas a la operación de las preparaciones de los tajeos.
2. Para lograr resultados óptimos es necesario que todos los niveles tengan un mapeo de discontinuidades para tener cuidado en la perforación en zonas fracturadas, reducir la desviación de los taladros.
3. Es muy importante que marque los ejes de las secciones con la ubicación del equipo de perforación. Las secciones deben ser paralelas.
4. Durante el carguío de los taladros se observó que algunos taladros están obstruidos y era dificultoso introducir el cebo, se recomienda tener cuidado para el carguío de los taladros sean completos.



5. El Departamento de Geomecánica juega un papel muy importante en el levantamiento de datos y reconocimiento del tipo de roca de las labores a disparar, estos datos permitirá diseñar el tipo de malla y diseñar el factor de carga.
6. La preparación de tajos debe estar adelantada al inicio de un tajo nuevo, para poder ciclar las alas de perforación, voladura, limpieza y de relleno, de modo de tener una producción sostenible.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Estimación de reservas y recursos minerales 2013. Departamento de Geología. Ticlio, marzo 2013
- Estimación de reservas y recursos minerales 2013. Departamento de Geología. Ticlio, marzo 2013
- Universidad Nacional del Altiplano. “Explotación subterránea”. Puno 1998
- Cordova Rojas, David. “Evaluación Geomecánica del cuerpo Ariana”. Agosto 2012.
- Manual Práctico de Voladura. Edición 2009. Exsa.
- Plan de Minado 2014. Ingeniería y Planeamiento. UEA - TICLIO