

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y  
METALURGICA**



**INGENIERIA BASICA Y EVALUACION TECNICA - ECONOMICA  
METODO DE EXPLOTACION HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES**

**MINA TINYAG – U.P. ISCAYCRUZ**

**GLENCORE**

**INFORME DE INGENIERIA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:**

**FERNANDO MARTIN REBATA VEGA**

**LIMA – PERU  
2006**

## **AGRADECIMIENTOS**

En primer lugar quiero agradecer a Dios, ya que sin el no hubiese sido posible alcanzar mis metas al momento alcanzadas, y que gracias a su don ha sabido iluminarme y guiarme en el camino que me he trazado.

A mis padres Blanca y Leonidas, por su apoyo constante e incondicional, quienes forjaron en mí una persona de bien, aprendiendo a valorar el esfuerzo para lograr los objetivos trazados; a mis hermanos: Sara, Ernestina, Carmen, Felipe, Carlos y Martha, quienes me brindaron sus experiencias y sabios consejos.

A mis profesores, quienes me brindaron sus conocimientos, para ser de mí un profesional capaz de poder afrontar cualquier reto en la vida profesional, en especial a mis maestros: Fausto Zavaleta Cruzado, Luís Gonzáles Cacho, Isaac Ríos Quinteros, David Córdova Rojas, Jorge Díaz Artieda, Julio Hidalgo Mendieta.

A la Unidad de Producción Iscaycruz del grupo Glencore, quien me brinda la oportunidad de desarrollarme y prepararme, para forjarme como parte de esta gran familia minera.

Finalmente quiero agradecer a mi amada esposa Lucila, quien con su constancia he podido culminar este trabajo, a mis hijos Luís, Cristian y Nicol, que son la motivación de seguir creciendo DIA a DIA.

**INGENIERIA BASICA Y EVALUACION TECNICA**  
**ECONOMICA DEL PROYECTO METODO DE EXPLOTACION**  
**SUB-LEVEL CAVIN TRANSVERSAL**  
**MINA TINYAG – U.P. ISCAYCRUZ**

**CONTENIDO**

<b>1.</b>	<b>RESUMEN EJECUTIVO</b>	<b>7</b>
<b>2.</b>	<b>MINA TINYAG</b>	<b>8</b>
2.1	Generalidades	
2.2	Marco geológico	
2.2.1	Geología regional	
2.2.1.1	Estratigrafía	
2.2.1.2	Geoestructuras	
2.2.1.3	Consideración de la génesis	
2.2.2	Geología local	
2.2.2.1	Litología	
2.2.2.2	Alteración y mineralización	
2.2.2.3	Controles de la mineralización	
2.2.2.4	Mineralogía del yacimiento	
2.2.2.5	Reservas y leyes	
<b>3.</b>	<b>CONDICIONES GEOMECHANICAS DE LA MASA ROCOSA</b>	<b>27</b>
3.1.	Caracterización de la masa rocosa	
3.1.1	Información básica	
3.1.2	Aspectos litológicos	
3.1.3	Distribución de discontinuidades	
3.1.4	Aspectos estructurales	
3.2	Clasificación de la masa rocosa	
3.3	Zonificación geomecánica de la masa rocosa	
3.4	Resistencia de la roca	
3.4.1	Resistencia de la roca intacta	
3.4.2	Resistencia de las discontinuidades	
3.4.3	Resistencia de la masa rocosa	

- 3.5 Condiciones del agua subterránea
- 3.6 Esfuerzos in-situ

## **4. ESTRATEGIAS DE MINADO 42**

- 4.1 Generalidades
- 4.2 Método de minado
  - 4.2.1 Hundimiento por subniveles (SLC)
  - 4.2.2 Corte y relleno
  - 4.2.3 Conjunto de cuadros
- 4.3 SLC transversal & longitudinal
- 4.4 Ubicación de las labores de desarrollo
- 4.5 Parámetros de método de minado
  - 4.5.1 SLC tradicional
  - 4.5.2 SLC mejorado
- 4.6 Secuencia de avance del minado
- 4.7 Sostenimiento
- 4.8 Control de calidad
- 4.9 Consideraciones sobre la subsidencia
- 4.10 Producción estimada

## **5. PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL METODO DE MINADO 59**

- 5.1 Generalidades
- 5.2 Estructura de la mina
  - 5.2.1 Labores de desarrollo y preparación
    - 5.2.1.1 Rampa
    - 5.2.1.2 Pivot y by passes
    - 5.2.1.3 Draw points
  - 5.2.2 Labores e Infraestructura para servicios
- 5.3 Consideraciones de importancia en el diseño
  - 5.3.1 El efecto de la relación entre la altura de subniveles, el burden, la recuperación de mineral y la dilución
  - 5.3.2 Técnicas de carguío, nivelación del frente y burden.
- 5.4 Secuencia de minado
- 5.5 Cronograma ejecución

<b>6.</b>	<b>OPERACIONES UNITARIAS</b>	<b>69</b>
6.1	Perforación	
	6.1.1 Perforación en realce	
	6.1.2 Perforación con chimenea VCR	
6.2	Voladura	
	6.2.1 Con arranque chimenea VCR	
	6.2.2 En Realce	
6.3	Limpieza y acarreo de mineral	
6.4	Transporte de mineral	
6.5	Sostenimiento	
6.6	Servicios Mina	
	6.6.1 Sistema de ventilación principal y auxiliar	
	6.6.1.1 Sistema Principal	
	6.6.1.2 Sistema Auxiliar	
<b>7.</b>	<b>TRATAMIENTO</b>	<b>117</b>
7.1	Pruebas metalúrgicas	
<b>8.</b>	<b>EVALUACIÓN ECONOMICA</b>	<b>120</b>
8.1	Inversiones	
8.2	Costos de operación	
8.3	Escenarios de evaluación	
	8.3.1 Escenario pesimista	
	8.3.2 Escenario conservador	
	8.3.3 Escenario optimista	
<b>9.</b>	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>136</b>

## **ANEXOS**

<b>Anexo 1</b>	<b>Fotografías de la masa rocosa de Tinyag</b>
<b>Anexo 2</b>	<b>Ejemplos de la zonificación geomecánica con DATAMINE</b>
<b>Anexo 3</b>	<b>Esfuerzos in-situ</b>
<b>Anexo 4</b>	<b>Informes de asesoramiento geomecánico</b>
<b>Anexo 5</b>	<b>Informe de Estimación de ángulos de subsidencia</b>
<b>Anexo 6</b>	<b>Plano de secuencia de minado</b>
<b>Anexo 7</b>	<b>Planos de malla de perforación</b>

**INGENIERIA DE DETALLE Y EVALUACION TECNICA-ECONOMICA DEL PROYECTO**  
**METODO DE EXPLOTACION "SUB- LEVEL CAVING TRANSVERSAL**  
**MINA TINYAG**

**1. RESUMEN EJECUTIVO**

El presente trabajo esta basado en la Ingeniería de Detalle y evaluación técnica-económica del *Proyecto Explotación subterránea por el método de Sub-Level Caving (SLC) de la Mina Tinyag.*

Luego de realizar varios análisis-técnicos económicos se ha visto conveniente que el método de explotación mas apropiado es el método por Sublevel Caving transversal, esto debido a las características de la geometría del cuerpo, fracturamiento de la roca, potencia y características geomecánicas de la caja piso, cuerpo mineralizado y caja techo.

El trabajo muestra en resumen el análisis para la selección del método de explotación, las características geomecánicas y geológicas de la caja piso, cuerpo mineralizado y caja techo del cuerpo. Luego se hace un análisis de la subsidencia que se presenta en la superficie por la aplicación del método, esto con la finalidad de poder adecuar el diseño de la mina y tener las labores permanentes alejadas de la subsidencia de la misma.

El estudio se complementa con el detalle de las operaciones unitarias aplicadas: Perforación, voladura, acarreo, sostenimiento y transporte, luego se hace un análisis del tratamiento del mineral, para completar con la evaluación económica.

El trabajo muestra las diferentes variables que han intervenido en el análisis de las decisiones de inversión, así como el valor presente neto (VAN) y tasa interna de retorno (TIR), calculados a partir de la elaboración de los flujos de caja. Además se ha realizado un análisis de escenarios (pesimista, conservador y optimista) y análisis de sensibilidad para las cotizaciones de los metales.

Analizando los resultados de los diferentes parámetros obtenidos tales como:

**Escenario Pesimista:** VAN (15%) = 2`996,809; y TIR = 51% (Cotización Zn = 1,100 \$/t)

**Escenario Conservador:** VAN (15%) = 31`122,781; y TIR = 331% (Cotización Zn = 2,000 \$/t)

**Escenario Optimista:** VAN (15%)= 62`373,862; TIR= 691% (Cotización Zn = 3,000 \$/t)

Concluimos que el proyecto se alinea con la estrategia de generación de valor de la Empresa y que tiene muy pocas probabilidades de fracaso por lo cual recomendamos su implementación.

Finalmente, recomendamos que durante la implementación del presente proyecto se controle y verifiquen las variables asumidas, a fin de garantizar los niveles de producción así como los costos e ingresos relacionados.

## **2. MINA TINYAG**

### **2.1 Generalidades**

La Mina Tinyag forma parte de la U.P. Iscaycruz de la Empresa Minera Los Quenuales S.A., la misma que se encuentra ubicada en el distrito de Pachangara, provincia de Oyón, departamento de Lima, a una altitud de 4,700 msnm.

En la Unidad de Producción Iscaycruz, actualmente están en explotación las siguientes minas:

- **Mina Limpe Centro:** La cual es explotada subterráneamente por el método de minado “corte y relleno ascendente por subniveles” utilizando relleno cementado, este método es llamado SARC. La producción de esta mina 2,050 TMS/día.
  
- **Mina Chupa:** Es explotada subterráneamente por el método de minado SARC, utilizando relleno cementado en los tajos primarios. Esta Mina posee cajas estables, un bloque de minado tiene 26 metros de altura entre niveles, 25

metros de potencia y un ancho que varia de 10 a 16 metros. La producción de esta mina es de 1,000 TMS/día.

- **Mina Tinyag:** La parte superior del yacimiento, hasta la cota 4544 msnm fue explotada por minado a cielo abierto. Esta explotación ya fue concluida. A partir de la cota señalada, se planea continuar la explotación con minado subterráneo (Sublevel Caving).
- **Mina Rosita:** La parte superior de este yacimiento, viene siendo explotada por minado a cielo abierto. La cota a la cual llegará este minado será 4626 msnm. A partir de esta cota el minado en profundidad será por minado subterráneo, para lo cual se está también desarrollando el proyecto de factibilidad, pero que no forma parte del presente estudio.



El objetivo del presente estudio es desarrollar la factibilidad de la explotación subterránea del yacimiento Tinyag, para una producción de 500 TMS/día.

## **2.2 Marco geológico**

### **2.2.1 Geología regional**

El área de Iscaycruz está localizado en un ambiente de rocas sedimentarias pertenecientes a la zona de la cuenca del cretáceo y estructuralmente está situado en la zona de pliegues y sobreescurrecimientos, representativo de la parte central de la Cordillera Occidental.

La serie sedimentaria de edad cretácea está compuesta en la parte inferior por rocas clásticas tales como areniscas, areniscas silíceas, lutitas, etc. a excepción de la Formación Santa que consta de calizas. La parte superior consiste de una secuencia de rocas calcáreas y algo de lutitas bituminosas.

Las rocas clásticas en el área están representadas por las Formaciones Oyón, Chimú, Carhuáz y Farrat y la secuencia calcárea por las Formaciones Santa, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha. Estas Formaciones en los alrededores están intruidas por rocas ígneas de composición tonalítica, dacítica y pórfidos graníticos, también han sido cubiertos discordantemente por volcánicos de edad terciaria de la formación Calipuy.

Estructuralmente el área está situada en la zona de plegamiento y sobreescurrecimiento.

Durante la Orogenía Andina, la secuencia sedimentaria ha sido intensamente plegada principalmente en dirección N 20° W y 75° a 80° SE. Los anticlinales

y sinclinales se extienden en varias decenas de Km. Intercalándose con zonas de sobreescurrecimiento paralelos al eje principal.

#### **2.2.1.1 Estratigrafía**

##### **Formación Oyón**

Es la base de la columna estratigráfica de la región, consiste en intercalación de lutitas gris oscuras, areniscas grises y mantos de carbón. Aflora al Este de Iscaycruz en la zona axial del anticlinal.

##### **Formación Chimú**

Litológicamente la formación consiste de una ortocuarcita de grano medio, de textura masiva, color blanquecino. Se presenta en bancos de hasta tres metros de potencia, fracturada y diaclasada, por su naturaleza constituye la parte escarpada de los cerros.

##### **Formación Santa**

Dentro del área la formación Santa está constituida de calizas gris azuladas con estratificación delgada y horizontes de calizas arcillosas y dolomíticas con presencia de nódulos de chert.

En el área de Iscaycruz la formación Santa se ubica longitudinalmente en la parte central y es importante por el emplazamiento de Cuerpos mineralizados de reemplazamiento y skam, tiene una potencia de 40 a 80 metros.

##### **Formación Carhuáz**

Esta formación está constituida de lutitas, areniscas y lutitas abigarradas (de color verde, rojas y amarillentas) localmente

presenta una potencia de 600 metros. En el área de Iscaycruz se localiza en la parte central y al Oeste de la formación Santa.

#### **Formación Farrat**

Consiste de areniscas blancas cuarzosas y areniscas grises deleznales gradando a calcáreas al techo, constituyendo una transición a la formación Pariahuanca.

#### **Formación Pariahuanca**

Consiste en calizas de color gris, masivas en estratos gruesos, constituye la base de la secuencia calcárea. Importante en la zona por el emplazamiento de un cuerpo de skam.

#### **Formación Chulec**

Está constituida por margas en la base, seguidas de bancos de calizas de estratificación media, son de color gris e intemperizan a color crema amarillento.

#### **Formación Pariatambo**

Constituida esencialmente por margas de color marrón oscuro intercalada con calizas nodulares chérticas de estratificación fina y horizontes bituminosos.

#### **Formación Jumasha**

Compuesta de calizas de color gris claro y gris azulado, en fractura fresca presenta estratificación gruesa.

### **Rocas intrusivas**

En las inmediaciones de Iscaycruz se ha localizado un stock de composición dacítica en forma de apófisis o cuello subvolcánico, compuesto de fenocristales de cuarzo y plagioclasa. Está ubicado a 1 Km. al Oeste del cerro Seccha en la zona Norte del yacimiento. Esta roca está débilmente alterada y la alteración en la caliza circundante es también débil.

Al Este de la cumbre Cunsha Punta, en las Formaciones Oyón y Chimú, más de 10 diques de composición ácida están presentes.

Se han localizado diques de composición andesítica intruyendo transversalmente a la formación Carhuáz al Noroeste del campamento central y otro en la quebrada Pachangara (Formación Pariahuanca).

Cuerpos intrusivos ácidos (Granodioritas, Tonalitas) han sido localizados en el área de Cochaquillo, formando cuerpos de skam en las zonas de contacto con las rocas calcáreas.

#### **2.2.1.2 Geoestructuras**

Regionalmente se tiene el sistema de plegamiento Pico Yanqui, bifurcado, constituido por el anticlinal Pico Yanqui Oeste y Pico Yanqui Este y entre ambos el sinclinal Oyón; todos ubicados al Este de Iscaycruz.

Al Oeste de este sistema se tiene el sinclinal de Rapaz, el cual tiene una persistencia continua, modelado por la secuencia calcárea del cretáceo. Fallas longitudinales de tipo normal se ubican en los

horizontes menos competentes, principalmente en la formación Santa. También se ha reconocido un sistema de fallas NE - SW al norte de Limpe y en la bocamina Sur , nivel de extracción.

Se tiene un sistema de fallas post mineral de extensión regional . En el área es reconocido en la bocamina del nivel 4690 , se emplaza a lo largo de la formación Santa, se bifurca al ingresar de Norte a Sur al yacimiento principal ( Limpe Centro), uno al piso y el otro al techo estratigráfico. En profundidad afecta a la zona mineralizada, formando cuerpos de brecha mineralizados.

También se tienen fallas transversales a los cuerpo mineralizados (Estela y Olga), de rumbo N 60° -70° W y con buzamientos de 55° a 65° SW. Algunas de estas fallas controlan la mineralización indistintamente a uno u otro de los cuerpos.

### **2.2.1.3 Consideración de la génesis**

Del punto de vista de las particularidades mencionadas de los minerales de mena y de los yacimientos, se deduce las siguientes características sujetas a los yacimientos.

- a. Un movimiento estructural notable se realizó durante el período de mineralización.
- b. Debió haber habido por lo menos 2 o 3 estadios para la mineralización.

- c. Se piensa que es probable que los minerales de mena se habrían precipitado rápidamente en un periodo corto bajo la condición de una temperatura relativamente baja.
- d. El brechamiento y el fracturamiento están relativamente cerca a la mineralización.

## **2.2.2 Geología local**

### **2.2.2.1 Litología**

A lo largo de la formación Santa en una longitud de 12 Km. Se observa manifestaciones de mineralización, expuestas discontinuamente, desde el norte de la cumbre de Iscaycruz y hacia el sur Antapampa. Existen algunas diferencias entre las ocurrencias de la mineralización en superficie

En la cumbre de Iscaycruz hasta Quellaycocha , hay un gossan masivo de color negro a marrón oscuro compuesto principalmente de cuarzo y limonita con cristales menores de goetita y hematita; hay también pequeños cuerpos de pirita masiva.

En la cumbre de Huanda (parte central de Limpe) se observan capas de gossan con esfalerita oxidada, algo de galena y calcopirita, además al sur de la cumbre de Huanda se observa pirita compacta masiva de grano fino.

En el área de Tinyag se encuentran minerales de alteración de skarn como actinolita, granate, epidota y magnetita ,además de una franja de fuerte alteración hidrotermal con presencia de cuarzo y hematitas.

La mina Chupa es un depósito metazomático de contacto en skarn emplazado en las calizas Pariahuanca con mineralización económica de zinc, en superficie se puede observar una fuerte oxidación con presencia de limonitas y hematitas.

La mineralización ocurrida a lo largo de la formación Santa se presenta en concentraciones de minerales de mena esporádica. Sin embargo se puede observar una zonación regional de minerales de mena. En el norte de la cumbre de Cunsha Punta, la cual está mas cerca al centro de la actividad ígnea ácida, los depósitos de skarn están presentes (Chupa y Tinyag) conteniendo calcopirita, esfalerita magnetita, pirita y pirrotita. Los flancos norte y sur de esta zona mineralizada al rededor de la cumbre de Limpe y al este de la cumbre de Cunsha Punta se formaron cuerpos de sulfuros masivos. En las zonas externas tales como Antapampa la galena y la esfalerita están diseminadas en la masa de siderita manganífera. Esta variación lateral en la mineralización y en el tipo de los minerales de mena se considera ser el resultado de una serie de soluciones mineralizantes que provienen del centro ígneo ácido.

#### **YACIMIENTO DE TINYAG (Limpe Sur)**

El cuerpo mineralizado de Tinyag corresponde a la continuidad de los cuerpos mineralizados Estela y Olga de Limpe Centro, en la zona de estudio se encuentran formando un solo cuerpo con seis horizontes en superficie y dos horizontes principales en profundidad. La mineralización se encuentra diseminada dentro del skarn y formando cuerpos masivos de esfalerita, pirita, calcopirita, magnetita, etc.

**PROYECTO TINYAG MINA SUBTERRANEA  
INFORMACION LITOLOGICA**

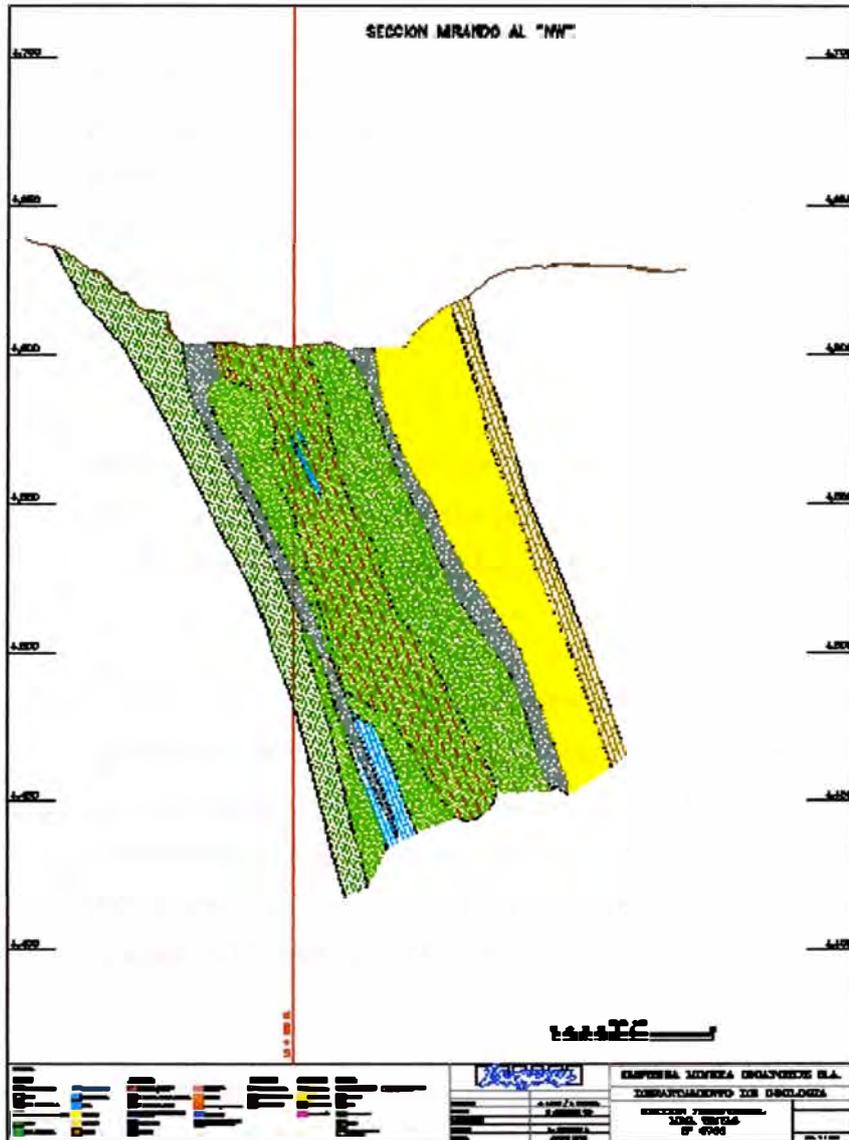


Figura 1

La Figura 1 muestra una sección típica del Cuerpo Tinyag mirando al NW, más o menos en la parte central de la longitud del mismo. Secuencialmente desde la caja techo (al E) hasta la caja piso (al W) se presentan: cuarcitas (amarillo), margas (marrón), areniscas con intercalaciones de calizas dolomíticas (amarillo), pirita (gris oscuro), skarn estéril (verde), skarn mineralizado (verde con rojo), skarn argilitizado (verde), pirita (gris oscuro), lutitas (verde azulado). Estas rocas son descritas en las fotografías tomadas en la base del Pit Tinyag.

El skam se formó por reacción pirometazomática, originado por el contacto de rocas carbonatadas y fluidos silicatados, por acción de la difusión del calcio y la sílice.

Se trata de un exoskam sin afloramiento de roca intrusiva, compuesto por una variedad de minerales, tales como, granates de composición intermedia, grosularia - andradita, actinolita - tremolita, hedembergita, magnetita, especularita, cuarzo, calcita, acompañados en menor proporción por clorita, epidota, etc. los granates son de color verde amarillento, con algunos tintes marrones, textura masiva a granular.

Según la clasificación química estaría dentro de los skam de Ca-Fe-Si por su composición mineralógica, como nombramos anteriormente sería un skam sin intrusivo expuesto.

El skam de Tinyag es más característico y típico, en relación al skam de Limpe Centro, donde no es muy claro, detectándose solamente una asociación débil de granates. Esto indicaría que el intrusivo está mas cerca a Tinyag, tratándose de la misma formación calcárea. Esta teoría estaría corroborada por el yacimiento de skam de Chupa ubicado 600 metros al NW de Tinyag.

## **1. Geología Económica**

El afloramiento del cuerpo mineralizado en la zona es restringido, debido a que se encontró mayormente con cobertura morrénica y material reciente, existió un pequeño afloramiento de skam con mineralización diseminada y pequeños lentes de sulfuros, esfalerita (marmatita), pirita, pirrotita, acompañados de cuarzo, calcita, magnetita, especularita y algo de limonitas. El muestreo

realizado arrojó leyes promedio de 5.69 % Zn, 0.02 % Pb, 0.10 % Cu y 0.15 Oz/Tc Ag.

Existen también pequeños afloramientos al Sur de óxidos de fierro, compuestos por cuarzo poroso, con relleno de limonitas y menor proporción de hematita. El muestreo realizado arroja una ley promedio de 0.25 % Zn, 0.10 % Pb, 0.04 % Cu y 0.37 Oz/Tc Ag.

#### **2.2.2.2 Alteración y Mineralización**

La alteración metazomática se desarrolló en la caliza, caracterizada por la presencia de granates, tremolita, epidota, calcita, etc. Formando el skarn. El proceso de mineralización metálica ocurrió posteriormente a la skarnización o probablemente empezó antes que cese completamente la formación del skarn, mediante un estadio hidrotermal tardío, los fluidos reemplazaron mayormente al skarn y rellenaron intersticios y fracturas, la mineralización de zinc se encuentra en cuerpos masivos, en diseminados, en manchas y venillas.

#### **2.2.2.3 Controles de Mineralización**

Los controles mas importantes en el yacimiento de skarn son estratigráfico y estructural.

##### **a. Control Estratigráfico**

La presencia de rocas calcáreas (calizas) actúan como zonas de metazomatismo, cuando son intruidas por rocas ácidas, originando zonas de skarnización, que luego son aprovechadas por las soluciones mineralizantes tardías para su reemplazamiento metálico .

#### **b. Control Estructural**

Las observaciones hechas en el campo indican que la mineralización es posterior a la formación del skarn y esta mineralización es controlada por el fracturamiento originado por fuerzas tensionales, que son aprovechadas para la circulación de los fluidos, rellenando y reemplazando al skarn.

#### **2.2.2.4 Mineralogía del Yacimiento**

La mineralogía del yacimiento es variada, entre los minerales de mena tenemos esfalerita, marmatita, calcopirita, sulfuros secundarios de cobre (calcosina, covelita); la ganga está compuesta por pirita, pirrotita, magnetita, hematita, cuarzo, calcita y algo de arsenopirita.

#### **2.2.2.5 Reservas y Leyes**

##### **Criterios y factores de cubicación**

El presente trabajo utiliza la metodología definida para todas las empresas del GRUPO GLENCORE-PERU, de acuerdo con las normas aceptadas internacionalmente.

##### **a) Recursos.**

##### **Recurso Mineral Medido**

Se refiere a la mineralización contenida en bloques de cubicación donde se tiene un grado de confianza alto, basado en el reconocimiento de sondajes y labores subterráneas con el

respectivo muestreo de canales en galerías y cruceros. En estos bloques de cubicación se tiene un buen conocimiento geológico que permite predecir la continuidad hasta +/- 30 metros debajo del ultimo nivel desarrollado del cuerpo mineralizado con anchos y leyes medias.

### **Recurso Mineral Indicado**

Mineralización contenida en bloques de cubicación situados infrayacentes a los bloques de recursos medidos, basado en el reconocimiento de sondajes y con razonable grado de confiabilidad.

En esta situación se puede predecir la continuidad de la mineralización, pero la estimación de ancho y leyes es menos precisa. También se considera una distancia de +/- 30 metros para esta clasificación.

### **Recurso Mineral Inferido**

Mineralización contenida en bloques de cubicación, donde se espera continuidad de la estructura mineralizada, información basada en algunos taladros realizados, pero no se tiene la información confiable necesaria, para definir su extensión y potencias reales.

### **b) Método Utilizado en la estimación.**

Se crearon las secciones transversales así como los planos en planta, en base a la interpretación de los sondajes y labores

realizadas en cada uno de los yacimientos. Para luego proceder al modelamiento tridimensional de los cuerpos mineralizados.

Las potencias de los bloques de mineralización fueron determinados de acuerdo al programa de minado de cada Mina. Los bloques de cubicación fueron trazados en secciones longitudinales para su respectiva clasificación.

Las informaciones de leyes y anchos de muestreo tanto de sondajes como galerías fueron ingresadas en la base de datos del software DATAMINE, para ser usados en la interpretación y evaluación de cada uno de los bloques.

**c. Resumen de la metodología empleada**

**a) Data**

Para la Evaluación de Reservas Minerales al 31 de Diciembre del 2004 se han compilado la data de canales y sondajes, los mismos que se resumen en la siguiente tabla:

CUERPO	CANALES	SONDAJES
TINYAG	754	1,078

La data antes de ser ingresada a la interpolación ha sido rigurosamente verificada por repetitividad (tanto en coordenadas como en leyes), por cercanía (la data de re-muestreo ha sido identificada y promediada). Además se realizó un análisis por valores extremos a fin de identificar aquellas muestras cuyo valor escapan a la tendencia general de la variable en estudio; identificadas, estos valores fueron corregidos (técnica del capping).

#### **b) Geometría del cuerpo mineralizado**

Teniendo como base la información de sondajes en las zonas de exploración y los canales en las zonas de operación, el Departamento de Geología procede a construir un modelo geométrico de los cuerpos mineralizados. El modelamiento se efectúa tratando de diferenciar las diferentes litologías presentes en el cuerpo mineralizado. Así por ejemplo, la zona mineralizada del cuerpo Tinyag ha sido diferenciado en Mineral de Tipo\_I (Zn y Zn\_Py) y Mineral de Tipo\_II (mineral con presencia de cobre secundario).

#### **c) Modelo de bloques**

El modelo geométrico del cuerpo mineralizado es reemplazado por un sistema regular de bloques cuyas dimensiones están de acuerdo a las características del variograma. La orientación del sistema de bloques siguen las direcciones de los ejes principales del cuerpo mineralizado. Para una mejor aproximación del sistema de modelo de bloques a la irregularidad del modelo geométrico, se recurre al método de las subceldas que por poseer dimensiones pequeñas al sistema patrón permiten una mejor aproximación. Los bloques poseen una codificación por tipo de zona geológica que facilita el filtrado y la evaluación por zonas.

#### **d) Elipsoide de búsqueda**

Siendo el Zinc el elemento económico mas importante en todos los cuerpos mineralizados, se han usado las dimensiones de sus ejes de anisotropía como valores referenciales para determinar los radios de la elipsoide de búsqueda.

La data contenida es dentro una elipsoide de búsqueda (cuyo centro coincide con el centro del bloque) ingresara en los cálculos; de no existir los datos suficientes la nueva elipsoide

toma como dimensiones los radios iniciales multiplicado por el factor de acrecentamiento; de no cumplir con los requerimientos de data mínima, la elipsoide toma las dimensiones con el siguiente factor. Finalmente, los bloques remanentes, no evaluadas, a las 3 elipsoides indicadas son interpolados con un radio de búsqueda mayor. Por lo general corresponde a zonas de recursos inferidos donde hay poca información de sondajes pero la tendencia de la mineralización asegura la continuidad del cuerpo mineralizado.

#### **e) Estimación**

Tanto el sistema de bloques como la data (sondajes y canales) poseen códigos únicos por zona geológica que permite una evaluación eficiente: la data de una zona determinada es efectuada únicamente con la data de dicha zona; no interviene la data de la zona vecina.

La evaluación de cada bloque es efectuada con la data que le circunda y seleccionada por una elipse de búsqueda cuyas dimensiones y orientación esta en función de los parámetros variográficos del yacimiento. De otro lado, la facilidad del software DATAMINE hace que se posea elipsoides concéntricas y de dimensiones variables que aseguran la correcta selección de información.

La evaluación global y local de reservas de los cuerpos mineralizados de Iscaycruz se efectúa utilizando el método geoestadístico del krigeaje.

El krigeaje, como método de interpolación, tiene en cuenta la ubicación espacial de las muestras con respecto a la celda a estimar, asimila la correlación espacial a través del variograma y toma en cuenta el tamaño de la celda. Es el método de interpolación que asigna un ponderador óptimo a cada muestra de tal manera que la varianza de estimación (error) sea mínima.

#### **f) Reservas minables**

Se ha subdividido el cuerpo mineralizado en “puentes” y “cruceos” en el sentido vertical y en “tajos” en el sentido longitudinal. Los resultados de las reservas del yacimiento se presentan por tajos de tal manera que Geología e Ingeniería pueden emplear estas cifras (tonelaje y leyes) para el planeamiento de minado.

Para la omisión de las zonas explotadas se tiene en consideración el control de Ingeniería de los tajos explotados. Para el cuerpo Tinyag, la topografía superficial del cuerpo sirve para omitir las zonas explotadas.

En el cuerpo Tinyag, se ha evaluado la zona a ser explotada por minado subterráneo. Para esta zona la definición de tajos y niveles se ha hecho bajo el planteamiento de un minado por método SLC Transversal, cuyos parámetros son:

Altura entre niveles= 13.5 mts.

Espaciamiento entre Dra. Points= 6.5 mts.

dilución= 20%

Recuperación= 85%

#### **g) Tonelaje**

La cantidad de material de cada bloque fue obtenida del producto del volumen del bloque por el peso específico. Dicho peso específico se obtuvo a partir del contenido metálico (leyes) del mineral de éste bloque.

Para la Evaluación de Reservas a Diciembre del 2005 se ha realizado un nuevo estudio de peso específico o densidades tendientes a verificar los modelos existentes o a modificarlos. En resumen, el modelo de densidad retenido para la Evaluación de Reservas es el siguiente:

Cuerpo Tinyag:

$$DEST = 2.66 + 0.020*ZN + 0.024*FE$$

#### Mineral – Marginal

Se considero como mineral los bloques cuyo valor de su contenido metálico sea igual o superior a los costos definidos en cada una de las minas considerado en el Budget 2005.indicados a continuación:

CUERPO	US/ tm
Tinyag (Subterráneo)	20.17

#### d. Reservas mineral

##### **Reserva Probada**

Mineral contenido en bloques de recursos medidos, que son accesibles y que pueden ser económicamente trabajados en las condiciones técnico-económicas consideradas. Estas condiciones incluyen método de minado, dilución, ley de corte, recuperación por método de minado, recuperación de mineral roto, corrección por muestreo, tratamiento metalúrgico y precio de los metales.

##### **Reserva Probable**

Mineral contenido en bloques de recursos indicados y que pueden ser económicamente trabajados en las condiciones técnico-económicas consideradas.

#### e. Método de Minado.

Se considera para efecto de esta evaluación de reservas, la utilización del método sublevel caving.

**f. Recuperación de minado.**

De acuerdo con las características de continuidad de los cuerpos mineralizados y situación de las cajas se considera la siguiente recuperación de reservas de mineral durante el minado.

<i>TINYAG (Subterráneo)</i>		80 %
-----------------------------	--	------

**g. Dilución.**

Se considera que durante el minado la dilución de mineral con rocas de las cajas, sea el siguiente:

<i>TINYAG (Subterráneo)</i>		20 %
-----------------------------	--	------

El material de dilución fue considerado con ley cero

**h. Mine Call Factor.**

Se considera un factor de 3 % para la corrección de las leyes de muestreo en las reservas probadas y 5 % en las reservas probables.

### **3. INVESTIGACIONES GEOMECÁNICAS**

#### **3.1. Caracterización de la masa rocosa**

##### **3.1.1 Información básica**

En la Unidad Minera Iscaycruz se tiene una base de datos actualizado de la información geomecánica. Como parte de sus trabajos de rutina, el personal

del Departamento de Geología lleva a cabo mapeos geomecánicos en las labores subterráneas y en todos los afloramientos de roca que se tienen en la superficie, conforme el avance del minado. También lleva a cabo mapeos geotécnicos en los testigos de las perforaciones diamantinas que se ejecutan como parte de los trabajos de exploración del yacimiento.

Se disponen de formatos de mapeo geotécnico de afloramientos rocosos subterráneos y superficiales y de testigos de las perforaciones diamantinas. Estos formatos están adecuados a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), ejemplo de este formato en el cuadro 3.0

Los parámetros registrados en los formatos de mapeo geotécnico son: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registran datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento. Finalmente estos formatos presentan la calidad de la masa rocosa.

Esta base de datos es utilizada para toda evaluación geomecánica que se realiza en la mina. Para el presente estudio se ha tomado la información básica de la base de datos de Tinyag.

### **3.1.2 Aspectos litológicos**

En la caja techo del cuerpo mineralizado, generalmente se presenta un paquete de pirita masiva terrosa, que tiene espesores de hasta 30 m. Sobreyaciendo a la pirita se presenta un paquete de areniscas de hasta 25 m de espesor, luego un paquete de margas de hasta 10 m de espesor, posteriormente vienen las cuarcitas, intercalados con delgados horizontes de margas y areniscas. Todas estas rocas pertenecen a la Fm. Chimú.

CUADRO 3.0

LABOR		Ch 790		POR		SHM		
ZONA		TINYAG Nv 33		FECHA		30/04/2006		
SECCION		6 x 6 (Nudo)		HOJA N°		1		
								
N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO (m)		TIPO DE ROCA			
	AZIMUT	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA				
Nudo	N 330 E	xx	0	15	Lutitas Alt.			
TIPO ESTRUCTURA	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS			
	BUZ	DIP/DIRECCION	(cm)	TIPO	ESPESOR			
SF 1	52	115	5 a 12	Pzo, Ox, Py ter	> 5mm	Principal		
SF 2	54	30	7 a 12	Pzo, Ox, Py ter	> 5mm			
sf 3	57	217	10 a 15	Pzo, Ox, Py ter	> 5mm			
<b>ESTIMACION DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO</b> <b>SISTEMA RMR 89 - Volcànico</b>								
PARAMETROS				VALORES Y		VALUACION		
1	Resistencia a la Compresion Uniaxial de roca intacta			5 - 25 Mpa		2		
2	RQD			25 - 50 %		8		
3	Espaciamiento de las Discontinuidades			20 - 6 cm		8		
4	Condición de Discontinuidades			* Persistencia		3 - 10 m		
				* Apertura		> 5 mm		
				* Rugosidad		Suave		
				* Relleno		Suave > 5 mm		
				* Intemperismo		Fuertemente		
5	Agua Subterránea			Goteo		4		
6	Ajuste por Orientación de Estr			Media		-5		
<b>RMR<sub>89</sub> Básico</b>						<b>26</b>		
Roca Tipo:				<b>MALA</b>				
<b>RMR<sub>89</sub> Ajustado</b>						<b>21</b>		
Roca Tipo:				<b>MALA</b>				
<b>CORRECCION POR ORIENTACION DE ESTRUCTURAS</b>								
MUY FAVORABLE		FAVORABLE		MEDIA		DEFAVORABLE		
0		-2		-5		-10		
DIRECCION PERPENDICULAR EJE DEL TUNEL				DIRECCION PARALELA EJE DEL TUNEL				
EXCAVACION CON BUZAMIENTO		EXCAVACION CONTRA BUZAMIENTO				BUZAMIENTO 0° - 20° CUALQUIER DIRECCION		
45° - 90°		20° - 45°		45° - 90°		20° - 45°		
MUY FAVORABLE		FAVORABLE		DEFAVORABLE		MUY DEFAVORABLE		
<b>CLASE DE MACIZO ROCOSO</b>								
RMR	61 - 80		51 - 60		41 - 50		31 - 40	
DESCRIPCION	BUENA		REGULAR A		REGULAR B		MALA A	
							MALA B	
							< 20	
							MUY MALA	
<b>LEYENDA</b>								
GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO		RANGO RESIST. COMP Mpa					
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla		1 a 5					
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo		5 a 25					
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		25 a 50					
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe de martillo.		50 a 100					
R5	Se rewuiere varios golpes de martillo para romper la muestra.		100 a 250					
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo.		> 250					
<b>TIPO DE ESTRUCTURAS</b>				<b>TIPOS DE RELLENO</b>				
SJ	SISTEMA DE JUNTAS			Py	Pirita			
JM	JUNTA MAYOR			Ca	Calcita			
MF	MICRO FALLA			Pz	Panizo			
SF	SISTEMA DE FALLAS			Bx	Brechas			
ES	ESTRATO			Ac	Arcillas			
Dq	DIQUE			Ox	Oxidos			

El cuerpo mineralizado esta conformado por un skarn mineralizado, que se encuentra rodeado por un skarn estéril.

En la caja piso se presentan una intercalación de lutitas, lutitas dolomíticas, lutitas con areniscas, encontrándose en algunos casos algo silicificadas y/o piritizadas. Estas rocas son de la Fm. Carhuáz.

### 3.1.3 Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el programa DIPS Versión 5.1 (Rocscience, 2003) y la versión avanzada (1989- 95) elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

En las graficas (3-2, 3-3, 3-4,3-5,3-6 y 3-7), se presentan las proyecciones estereográficas de contornos y círculos mayores de la caja techo, caja piso y cuerpo mineralizado.

A manera de comparar resultados, se ha utilizado también la información anteriormente desarrollada para el diseño de las diferentes etapas del Pit Tinyag.

En el presente cuadro se presenta un resumen de los mismos.

**Cuadro 3.1**  
**Sistemas de discontinuidades de Tinyag**

<b>Ubicación</b>	<b>Sistema 1</b>	<b>Sistema 2</b>	<b>Sistema 3</b>
Caja techo	70°/058°	76°/154°	74°/336°
Caja piso	72°/046°	72°/145°	62°/301°
Compósito General	70°/057°	68°/152°	69°321°

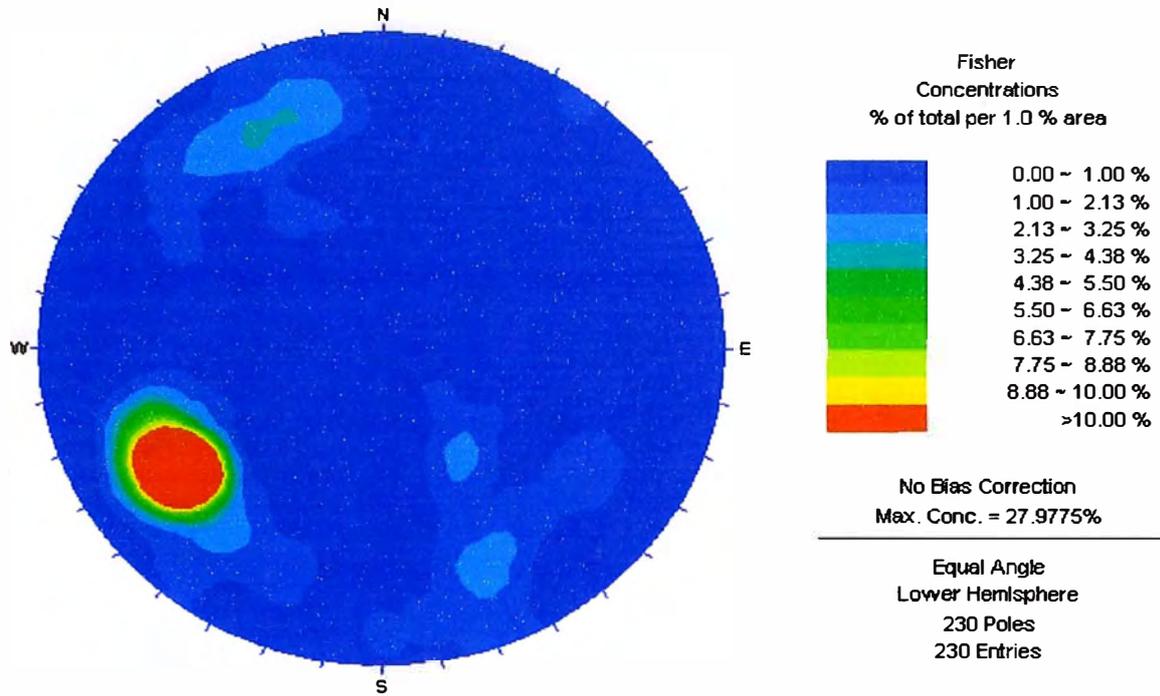


Figura (3-2): Diagrama estereográfico de contornos de la caja techo de Tinyag.

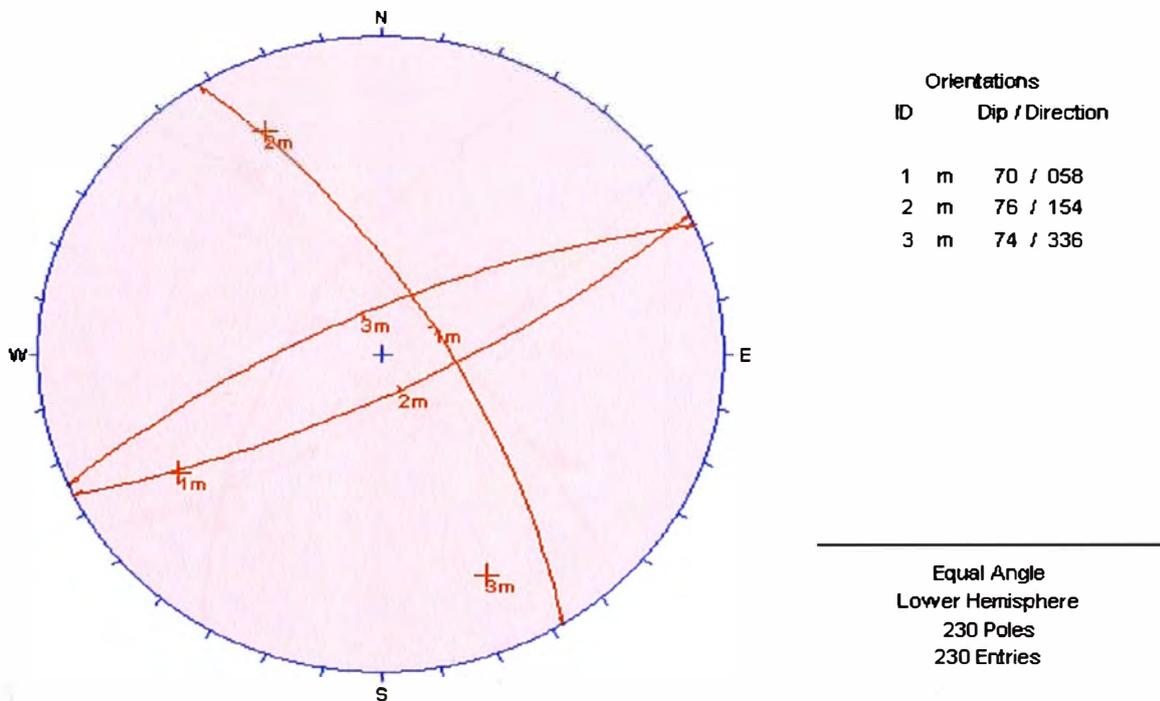


Figura (3-3): Diagrama estereográfico de círculos mayores de la caja techo de Tinyag.

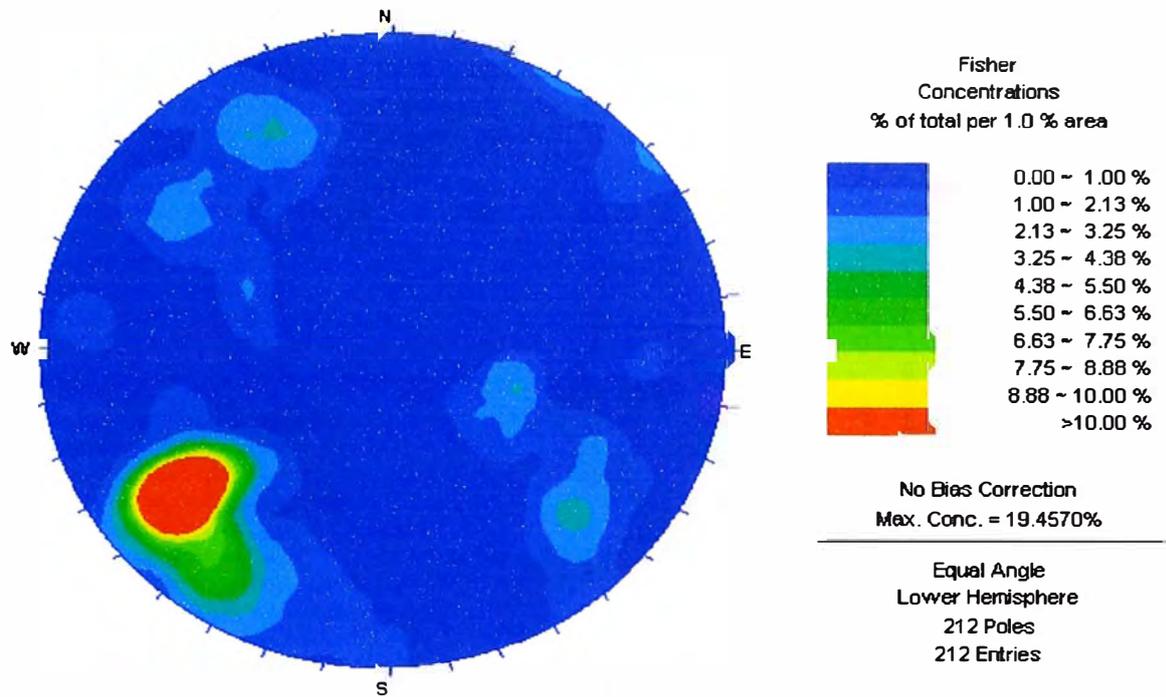


Figura (3-4): Diagrama estereográfico de contornos de la caja piso de Tinyag.

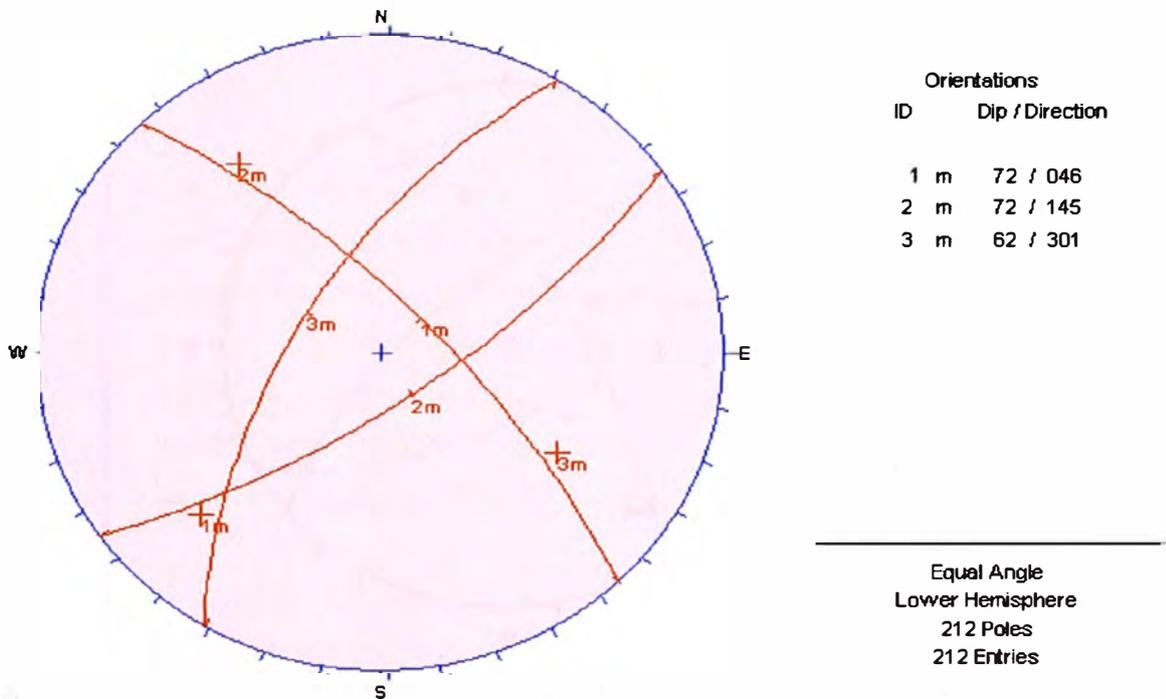


Figura (3-5): Diagrama estereográfico de círculos mayores de la caja piso de Tinyag.

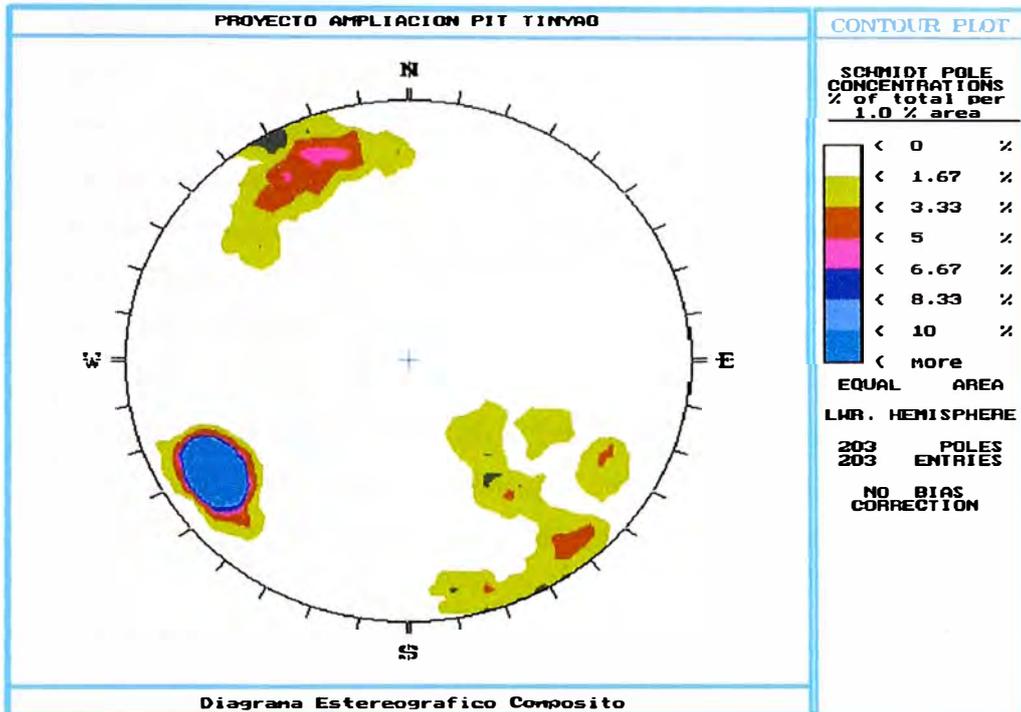


Figura (3-6): Diagrama estereográfico de contornos, compuesto de Tinyag.

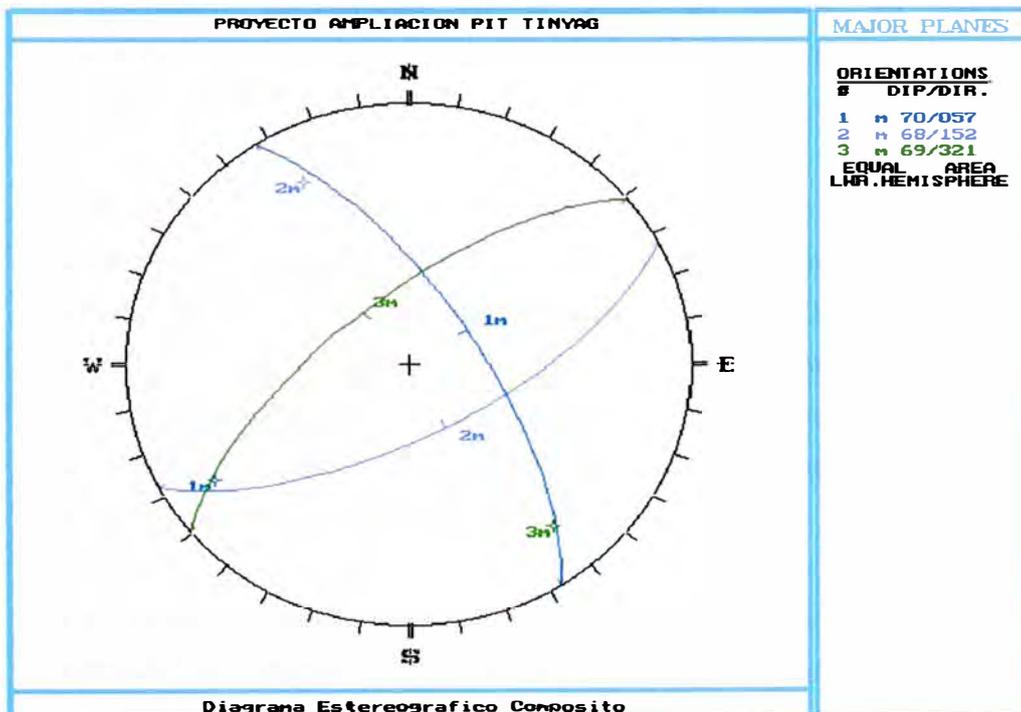


Figura (3-7): Diagrama estereográfico de círculos máximos, compuesto de Tinyag.

Estos resultados revelan que hay tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales, muy bien definidos, presentes en toda el área de Tinyag, es decir el Sistema 1, que corresponde a los estratos, de rumbo NNW y alto buzamiento al NE; el Sistema 2, formado por diaclasas, de rumbo NEE y alto buzamiento al SE; en la caja techo, en el cuerpo mineralizado y en la caja piso. Estos son: el y el Sistema 3, formado también por diaclasas, de rumbo NE y alto buzamiento al NW.

En relación a la presencia de fallas principales, solo se registra una falla de orientación E-W y buzamiento sub vertical, ubicado en el extremo Sur del yacimiento. Por otro lado, hay fallas menores de estratificación.

#### **3.1.4 Aspectos estructurales**

En el Anexo-1 presentamos vistas fotográficas de cada una de ellas. Apoyados en estas vistas y mediante tratamiento estadístico de la información consignada en la base de datos, se establecen las características estructurales de las masas rocosas asociadas al yacimiento Tinyag.

Las areniscas, margas, cuarcitas, mineral, skam estéril y lutitas, tiene características estructurales que se ubican dentro del siguiente rango: espaciamientos de 6 a 60 cm, aperturas de 0.1 a 1.0 mm, persistencias de 3 a 10 m, superficies ligeramente rugosas, con rellenos blandos menores de 5 mm, intemperización ligera a moderada, y condiciones de agua de húmedas a mojadas o goteo. Lo que define la calidad de cada una de estas masas es la resistencia de la masa rocosa.

La pirita terrosa, tiene una marcada diferencia de características estructurales respecto a todas las otras masas rocosas nombradas. Como su nombre lo indica se presenta en forma terrosa o sacaroide, muy deleznable, habiendo prácticamente perdido todas sus características estructurales.

### 3.2 Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocoso – 1989). Se hizo una verificación de esta información en el Pit Tinyag y en las labores subterráneas de Tinyag actualmente disponibles. En el Cuadro 3.2, se presenta el criterio para clasificar a la masa rocosa y en el Cuadro 3.3 un resumen de los valores promedios de RMR de las diferentes masa rocosas de Tinyag.

**Cuadro 3.2**

**Criterio para la clasificación de la masa rocosa**

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 – 60	2.18 – 5.92	Regular A
IIIB	41 – 50	0.72 – 1.95	Regular B
IVA	31 – 40	0.24 – 0.64	Mala A
IVB	21 – 30	0.08 – 0.21	Mala B
V	< 20	<0.07	Muy Mala

**Cuadro 3.3**

**Calidad de la masa rocosa de Tinyag**

Roca	Promedio RMR	Tipo de roca	Calidad Según RMR
Pirita	26	IVB	Mala B
Arenisca	30	IVB	Mala B
Marga	32	IVA	Mala A
Cuarcita	45	IIIB	Regular B
Mineral	38	IVA	Mala A
Skam	40	IVA	Mala A
Lutitas	43	IIIB	Regular B

Según los resultados mostrados en este cuadro las piritas de la caja techo son los que presentan condiciones de calidad inferiores (Mala B) respecto a los otros tipos de rocas. Las areniscas y las margas presentan similares características en la caja techo (Mala B-A). Las cuarcitas son las mejores rocas de la caja techo (Regular B). El mineral tiene calidad Mala A. El skarn tiene calidad Mala A, pero es ligeramente mejor que el mineral. Las lutitas de la caja techo presenta calidad Regular B.

### **3.3 Zonificación geomecánica de la masa rocosa**

Es práctica común en el diseño de excavaciones rocosas identificar y delimitar zonas geomecánicas o dominios estructurales, esto es, áreas que poseen características litológicas, estructurales y de calidad particulares con respecto a otras.

En consecuencia, para realizar la zonificación geomecánica se utilizó la siguiente información:

- Los resultados de la caracterización de la masa rocosa.
- La calidad de la masa rocosa determinada por las clasificaciones geomecánicas.
- Los planos y secciones topográficas y geológicas de la mina Tinyag.
- Las observaciones in-situ realizadas durante el minado del Pit Tinyag y en las labores subterráneas de Tinyag.
- Las observaciones realizadas sobre los testigos de las perforaciones diamantinas ejecutadas en esta área.

El análisis de toda esa información nos llevan a establecer lo siguiente:

- El arreglo estructural que presenta la masa rocosa en toda el área de estudio, es similar. Consecuentemente, este arreglo estructural es común en todos los tipos de rocas.
- La calidad de la masa rocosa está asociada típicamente a las características litológicas presentes en el área de estudio.

Estos aspectos llevan a la conclusión de que cada litología conforma un dominio estructural o zona geomecánica. Por tanto la calidad de cada dominio o litología es la misma establecida en el Cuadro 3.3 y que se repite en el Cuadro 3.4.

**Cuadro 3.4**  
**Dominios estructurales de Tinyag**

<b>Dominio Estructural</b>	<b>Promedio RMR</b>	<b>Dominio</b>	<b>Calidad Según RMR</b>
Pirita	26	IVB	Mala B
Arenisca	30	IVB	Mala B
Marga	32	IVA	Mala A
Cuarcita	45	IIIB	Regular B
Mineral	38	IVA	Mala A
Skarn	40	IVA	Mala A
Lutitas	43	IIIB	Regular B

Utilizando esta nomenclatura, se determinarán las propiedades de resistencia representativas de cada dominio para fines de los análisis de estabilidad.

Se señala por otro lado, que se ha hecho una zonificación geomecánica, utilizando el programa DATAMINE ESTUDIO Versión 2.01 (2005), en base a la información de calidades de roca, tomadas a partir de los testigos de las

perforaciones diamantinas realizadas en el lugar como parte de los trabajos de exploración del yacimiento.

En el Anexo 2 se presentan algunos ejemplos de planos de planta de esta zonificación.

### 3.4 Resistencia de la roca

#### 3.4.1 Resistencia de la roca intacta

En relación a la resistencia de la roca intacta, uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la resistencia compresiva uniaxial ( $\sigma_c$ ) o denominada también resistencia compresiva no confinada (UCS). Los valores de  $\sigma_c$  fueron estimados mediante ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza y mediante golpes con el martillo de geólogo, según las normas sugerida por ISRM. Las resistencias compresivas de las rocas, estimadas a partir de estos ensayos están consignadas en los formatos del mapeo geotécnico que lleva a cabo el Departamento de Geología. A partir de esta fuente de datos se ha hecho una estadística de los valores de UCS, obteniéndose los promedios que se muestran en el Cuadro 3.5 como UCS<sup>1</sup>.

**Cuadro 3.5**  
**Propiedades de la roca intacta de Tinyag**

<b>Dominio Estructural</b>	<b>UCS<sup>1</sup> (MPa)</b>	<b>UCS<sup>2</sup> (MPa)</b>	<b>Constante "m<sub>i</sub>"<sup>1</sup></b>	<b>Constante "m<sub>i</sub>"<sup>2</sup></b>	<b>Peso Unitario KN/m<sup>3(1)</sup></b>	<b>Peso Unitario KN/m<sup>3(2)</sup></b>
Pirita	5	-	10	-	26	-
Arenisca	15	107	12	15	24	25
Marga	20	-	4	-	20	-
Cuarcita	55	94	15	21	25	24.5
Mineral	20	140	12	11	32	33.5
Skam	25	84	12	16	25	25.2
Lutitas	50	36	4	7	24	23.5

También se llevaron a cabo ensayos de laboratorio de mecánica de rocas. Un resumen de los resultados de la UCS se presenta en el Cuadro 3.5 en la columna UCS<sup>2</sup>. Llama la atención la gran diferencia de valores con las determinadas en el campo con el martillo Schmidt y martillo del geólogo. Esto se debe a que las muestras enviadas al laboratorio no eran muy representativas, estando del lado bueno, habiéndose escogido solo las mejores muestras. Las UCS<sup>1</sup> son el producto de una estadística de aproximadamente 500 registros de la base de datos de mapeos geotécnicos.

Otro parámetro importante y de interés para el presente estudio, es el parámetro “mi” de la roca intacta del criterio de falla de Hoek & Brown (1989- 2002) y los valores de la densidad de la roca. Los valores considerados para los parámetros “mi” se han obtenido a partir de ensayos triaxiales en laboratorio de mecánica de rocas (Anexo 5). Un resumen de los resultados se presenta en el Cuadro 3.5, como “mi”<sup>2</sup>. También se estimó este parámetro utilizando una serie de procedimientos contemplados en el criterio de falla antes indicado, entre estos se usó el programa ROCLAB (Rocscience, 2002). Los valores de estas estimaciones se presentan en el Cuadro 3.5 como “mi”<sup>1</sup>.

Finalmente, en el citado cuadro también se presentan los valores del peso unitario de los diferentes tipos de rocas, tanto los estimados como los determinados mediante ensayos de laboratorio.

### **3.4.2 Resistencia de las discontinuidades**

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. La determinación de estos

parámetros de corte se llevó a cabo mediante ensayos de corte directo en superficies de discontinuidades simuladas, en laboratorio de mecánica de rocas. Los resultados de estos ensayos se presentan en el Cuadro 3.6.

**Cuadro 3.6**  
**Propiedades de las discontinuidades**

<b>Dominio Estructural</b>	<b>Cohesión (KPa)</b>	<b>Angulo de Fricción</b>
Pirita	-	-
Arenisca	53	30°
Marga	-	-
Cuarcita	66	30°
Mineral	63	32°
Skam	74	30°
Lutitas	3	27°

### 3.4.3 Resistencia de la masa rocosa

Con el fin de realizar los cálculos de estabilidad, las propiedades de resistencia de la masa rocosa, referidas a los parámetros de corte y las constantes elásticas fueron estimadas según el criterio de falla de Hoek & Brown (1980-2002) y el criterio de Bieniawski (1989). Para ello se han tomado los valores más representativos de la calidad de la masa rocosa, UCS y "mi" antes descritos.

**Cuadro 3.7**  
**Propiedades de la masa rocosa de Tinyag**

<b>Dominio Estructural</b>	<b>Cohesión (KPa)</b>	<b>Angulo de Fricción</b>	<b>Modulo de Deformación (MPa)</b>	<b>Relación de Poisson</b>
Pirita	80	24°	285	0.30
Arenisca	120	28°	1500	0.28
Marga	100	24°	620	0.28
Cuarcita	180	31°	2500	0.25
Mineral	130	31°	1010	0.28
Skarn	130	31°	1600	0.28
Lutitas	140	29°	1800	0.26

### **3.5 Condiciones del agua subterránea**

El Pit Tinyag ha sido explotado hasta la cota 4540. Durante todo el proceso de explotación no se ha registrado presencia de agua, más que en forma de humedad. En los periodos de lluvias el escurrimiento superficial no ha sido problema.

En las labores subterráneas, ubicadas debajo de la explotación a cielo abierto, se registran condiciones de humedad, en ciertos casos condiciones mojadas y también condiciones de goteo, pero no se registra flujos de agua.

En la mina subterránea Chupa, que se ubica al Este de la Mina Tinyag, las condiciones de presencia de agua fueron similares a las indicadas para esta última. Recién en el Nv. 3 (cota 4482) de la mina Chupa comenzaron los flujos de agua, estos flujos están en ligero aumento cada vez que avanza el minado en este yacimiento. Posiblemente esto se deba a que en superficie, hacia el Norte, en la Quebrada Yarahuyano, existe un bofedal.

Por lo menos hasta la cota señalada (4482) se anticipa que el agua no será mayor problema en el minado subterráneo de Tinyag. Conforme el minado avance en profundidad quizás puedan aparecer flujos de agua, pero sin llegar a niveles críticos, que afecten a la operación minera. El drenaje será manejable.

### **3.6 Esfuerzos in-situ**

Para estimar los esfuerzos in-situ se ha realizado un modelamiento numérico utilizando el programa de elementos finitos PHASE<sup>2</sup> Versión 5.046 (Rocscience, 2004) de las propiedades de la masa rocosa establecidas en los acápite anteriores. Los resultados de este modelamiento se presentan en las Figuras 1 y 2 del Anexo-3, estos indicaron lo siguiente:

- Los valores de los esfuerzos in-situ principales máximos son relativamente pequeños, variando alrededor del cuerpo mineralizado desde 3 MPa cerca de la superficie, hasta 6 MPa en la base más profunda de la mineralización. En el área de minado estos esfuerzos serán generalmente sub horizontales.
- Los esfuerzos in-situ principales mínimos, en los alrededores del cuerpo mineralizado varían desde 0.5 MPa cerca de la superficie hasta 4.5 MPa en la base más profunda de la mineralización.

## **4. ESTRATEGIAS DE MINADO**

### **4.1. Generalidades**

El cuerpo Tinyag se ha venido explotando por minado a cielo abierto, habiéndose tenido hasta cinco etapas de minado. La última etapa fue concluida en Agosto del 2005. La explotación fue realizada hasta la cota 4540 msnm. A partir de esta cota, la explotación se realizará por minado subterráneo.

El cuerpo Rosita, ubicado inmediatamente al Sur de Tinyag, también viene siendo explotado por minado a cielo abierto. Ya se encuentra en su segunda fase de minado, el cual comprende la extracción del mineral hasta la cota 4626 msnm. A partir de esta cota se tiene planeado explotar este yacimiento también por minado subterráneo.

En su informe de Asesoramiento Geomecánico de Marzo del 2004, el Ing. David Córdova puso a consideración de Empresa Minera Los Quenuales S.A., los resultados de una primera evaluación sobre la posibilidad de la aplicación del método de minado "hundimiento por subniveles" (SLC) a los cuerpos Tinyag y Rosita de la Mina Iscaycruz. Este informe se presenta en el Anexo 4. La conclusión principal de esta evaluación fue que era factible aplicar este método de minado a Tinyag y Rosita, este último con ciertas limitaciones, principalmente por la mala calidad de la masa rocosa del yacimiento.

En Abril del 2004, Empresa Minera Los Quenuales S.A. contrató los servicios de la firma Metálica Consultores S.A. para que desarrolle la factibilidad de la explotación por SLC de estos dos cuerpos mineralizados.

Como resultado de este trabajo se realizó un primer dimensionamiento del minado por SLC de Tinyag y Rosita.

Desde aquella fecha, se han venido realizando una serie de trabajos geológicos y geomecánicos, orientados a obtener la información básica necesaria para poder realizar la ingeniería de detalle de este método de minado en Tinyag y Rosita. Entre estos trabajos, podemos mencionar la preparación de planos y secciones litológicas y de zonificación geomecánica del yacimiento, en base a mapeos litológicos estructurales y geomecánicos, en afloramientos rocosos y en testigos de las perforaciones diamantinas. También debemos mencionar la ejecución de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas, para la determinación de las propiedades de resistencia de las rocas involucradas con el yacimiento; la ejecución de pruebas a escala física reducida (maqueta) del SLC aplicado al yacimiento; y finalmente, la elaboración de alternativas de minado por SLC.

Tomando en cuenta los resultados de este estudio, se iniciarán las actividades de minado a nivel de pilotaje, a fin de tener los parámetros finales de minado.

#### **4.2 Método de minado**

Para seleccionar el método de minado, es importante definir claramente las condiciones naturales del yacimiento, es decir:

- La geología del yacimiento
- La morfología de la mineralización
- Las reservas y distribución de leyes
- Las condiciones geomecánicas de las rocas del yacimiento
- Las condiciones hidrogeológicas del mismo.

El método (o métodos) de minado debe(n) estar aparejado(s) a todas estas condiciones naturales del yacimiento, de tal manera que el minado sea técnicamente factible. La factibilidad técnica debe ser complementada con una evaluación económica del método (o métodos) de minado, para asegurar una factibilidad técnica – económica óptima.

En este marco, es necesario definir cada una de las condiciones naturales del yacimiento, en donde los aspectos geomecánicos juegan un rol preponderante desde el punto de vista técnico.

Las condiciones naturales del yacimiento, al presente se tienen bien definidas como producto de los trabajos desarrollados. Se ha tenido disponible la información geológica, morfológica (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y de la presencia del agua subterránea.

Tomando en cuenta la información concierne a las condiciones naturales del yacimiento, se han aplicado diversas técnicas de selección del método de minado,

como las de Hartman (1987), Morrison (1976), Laubscher (1981) y Nicholas (1981), todas ellas contempladas en el programa de cómputo METMIN.

El proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo, indicó que el método de minado de "hundimiento por subniveles" (SLC) es el método preferido para las condiciones naturales que presenta el Cuerpo Tinyag. Los métodos alternativos son el "corte y relleno" y el "conjunto de cuadros".

#### **4.2.1 Hundimiento por Subniveles (SLC)**

El SLC es un método de minado masivo basado en la utilización del flujo gravitacional del mineral fragmentado mediante perforación y voladura y el hundimiento de la roca estéril principalmente de la caja techo. En este método es ideal que la caja techo sea de calidad mala para que se pueda hundir y que el mineral y la caja piso sean lo suficientemente competentes para que se puedan autosostener con un sostenimiento razonable, lo cual es el caso de Tinyag.

Desde el punto de vista económico, cabe señalar que el SLC es indudablemente de menor costo que los otros dos métodos de minado nombrados. Contrariamente, el "conjunto de cuadros" es el de mayor costo.

Como cualquier otro método de minado, el SLC tiene ventajas y desventajas, estas son descritas en detalle en el informe del Ing. Córdova (Anexo 4).

Es necesario además tener en cuenta los siguientes aspectos generales, en relación a la aplicación del SLC en el cuerpo Tinyag:

- Las condiciones geomecánicas de la roca en el caso de Tinyag, son compatibles con el rango de condiciones en donde se practica con éxito el método de minado de hundimiento por subniveles.

Con adecuadas técnicas de perforación y voladura, el mineral presentaría buenas características de fragmentación y hundibilidad.

No habría mayores problemas con la perforación de taladros de 15 o más m de longitud.

En cuanto a la roca de la caja techo, sus condiciones geomecánicas le confieren buenas características de hundibilidad y fragmentación, adecuándose bien al método.

En cuanto a las características morfológicas del yacimiento, estas también se adecuan bien al método (buzamiento y potencia). En este caso, podrían ser aplicables ambos esquemas del método, es decir, el esquema transversal o el esquema longitudinal.

Las características mineralógicas del mineral, podrían causar algunos inconvenientes al método de minado, desde que hay presencia de argilitas (arcillas), lo cual podría influir en el apelmazamiento del mineral fragmentado, perturbando el flujo gravitacional. Este aspecto debe ser motivo de chequeo durante el pilotaje.

- La presencia de agua no será un problema, o si lo es, será moderada, según lo observado en las labores subterráneas antiguas y actuales del Cuerpo Tinyag y también lo observado en la Mina Chupa.
- La subsidencia, además de comprometer al Pit Tinyag, podría comprometer a la relavera Tinyag Inferior y al minado de Rosita. Este asunto es tratado en la parte final de este capítulo.
- La mejor ubicación de la rampa, by passes y ventanas (drawpoints) es la caja piso, por las mejores condiciones geomecánicas de la masa rocosa, respecto a la caja techo.

- Se asume que los esfuerzos no tendrían influencia significativa. Debido a las condiciones geomecánicas del yacimiento, principalmente del mineral, las presiones verticales y horizontales debido a la subsidencia estarían en rangos tolerables.

#### **4.2.2 Corte y relleno**

El corte y relleno tiene un extenso rango de variaciones como resultado directo del minado selectivo, buena recuperación y practicabilidad bajo condiciones de rocas débiles e impredecibles, y se presta a la mecanización de la explotación. Las técnicas de relleno que actualmente se disponen, pueden mejorar los aspectos técnicos y económicos de este método de minado, que frecuentemente ha reemplazado a otros métodos de minado.

Hay variadas modalidades de corte y relleno. La modalidad más probable de aplicarse en Tinyag sería el corte y relleno ascendente, pero con sostenimiento moderado de las excavaciones tanto temporales como permanentes.

Por otro lado, el corte y relleno descendente tiene menor probabilidad de aplicación, dada la mala calidad de las cajas y las potencias del cuerpo. Con este método habría necesidad de utilizar el relleno cementado, para conformar las losas que servirían de techo estable para el minado inferior. En esta modalidad, el costo de minado serían aun mayor y la productividad mucho menor.

Dando rapidez al ciclo de minado, practicando voladuras en breasting e instalando el sostenimiento requerido, la modalidad de corte y relleno ascendente podría ser considerada como método alternativo al SLC.

### **4.2.3 Conjunto de cuadros**

Este método de minado tradicional tiene una importancia limitada actualmente. La ventaja principal es que este puede ser aplicado a casi cualquier forma de depósito y condiciones del terreno, sin embargo, demanda una labor extremadamente intensa y requiere de abastecimiento permanente de madera.

El método consiste en un sistema de soportes de madera, donde las piezas precortadas son ensambladas en un modelo cuadrado regular a través de toda el área excavada. El espacio entre los cuadros normalmente se rellena con material estéril, dejando solamente ciertas secciones que sirven como galerías, caminos y echaderos de mineral. La extracción es una operación completamente manual, la manipulación de la madera y la construcción de los cuadros son operaciones laboriosas.

El conjunto de cuadros, es apropiado para pequeños cuerpos de mineral de alta ley, donde la buena recuperación es importante y donde la ley justifique los altos costos de operación.

Si bien es cierto que desde el punto de vista de las condiciones del terreno este método de minado podría ser aplicado a Tinyag, sin embargo, por las características señaladas y por las características de la operación y producción minera, este método de minado prácticamente quedaría descartado.

### **4.3 SLC transversal vers longitudinal**

Conceptualmente, en el método SLC, desde el punto de vista de costos, convendría tener desarrollos de menor tamaño y más ampliamente espaciados, pero esto no siempre es posible debido a las restricciones del flujo de mineral, que en este caso podrían conducir a pérdidas de mineral o de ley. Por otro lado, desde el punto de vista de retardar la entrada de la dilución y lograr mejores leyes, convendría tener

desarrollos más cercanamente espaciados y de mayor tamaño, que en este caso podrían conducir a mayores costos operativos y del sostenimiento.

La modalidad de SLC transversal obliga a tener más desarrollos pero es más flexible para la producción por el gran número de frentes que se tienen disponible; también las distancias de acarreo son más cortas y las condiciones de ventilación que se pueden lograr son mejores que la modalidad longitudinal. Los problemas de inestabilidad pueden minimizarse conformando frentes en retirada en etapas de paneles de 4 o 5 cada uno.

La modalidad SLC longitudinal es menos flexible por el menor número de cruceros para la producción, además las distancias de acarreo son mayores y la ventilación es más compleja.

La literatura especializada revisada sobre casos de SLC transversal y longitudinal, indica que el límite de aplicabilidad, tomando como referencia la potencia de la mineralización, es aproximadamente 20 m. Con potencias menores a esta, es recomendable aplicar el SLC longitudinal, y con potencias mayores es mejor aplicar el SLC transversal. En el cuerpo Tinyag, por lo general priman las potencias de 20 m, en la parte central y localmente la potencia aumenta a 25 m y excepcionalmente llega hasta 30 m. En las colas Sur y Norte las potencias disminuyen hasta cerrarse la mineralización, en estos casos es factible realizar un minado longitudinal que se amarre al minado transversal principal.

Por otro lado, los contactos mineral-roca estéril, en el contomo del cuerpo, no son regulares, este es un aspecto importante que marca una diferencia significativa entre ambas modalidades de SLC. Con la modalidad longitudinal podría haber dificultades para la ubicación de las galerías de producción, pudiendo incidir esto en una mayor dilución y menor recuperación. Con la modalidad transversal se puede definir mejor los contomos de la mineralización, puesto que al construir las ventanas o drawpoints estos cruzarán el mineral, definiendo bien los contactos al piso y al techo.

El balance de todos estos aspectos señalados, hace recomendable adoptar para el minado del cuerpo Tinyag la modalidad de SLC transversal.

#### **4.4 Ubicación de las labores de desarrollo**

Hay dos aspectos importantes, que hacen recomendable ubicar las labores de desarrollo, como la rampa, el by pass, las ventanas, las chimeneas, etc. en la caja piso del cuerpo Tinyag. Estos son:

- Las condiciones geomecánicas de la caja piso son mejores que la caja techo. En esta última se observa un horizonte de pirita terrosa de muy mala calidad, la cual requeriría un sostenimiento severo, mientras que en la caja piso el sostenimiento sería solo moderado en base a la combinación de pemos, malla, shotcrete.
- La caja techo será más perturbada que la caja piso por la subsidencia que acompaña a este método de minado SLC.
- Dada las condiciones litológicas para llegar de la caja techo al cuerpo mineralizado, cruzar por zonas de pirita terrosa y margas, acceder al cuerpo por la caja piso es mas económico.

Estos aspectos hace aconsejable ubicar las labores de desarrollo en la caja piso. Para estas ubicaciones es recomendable que se tome en cuenta los resultados de la evaluación de los ángulos de subsidencia.

#### **4.5 Parámetros del método de minado**

##### **4.5.1 SLC tradicional**

En el método de minado “hundimiento por subniveles tradicional” (Kvapil R., 1992), la altura entre los subniveles y el espaciamiento entre cruceros es calculada a partir de las siguientes expresiones:

$$hS = (2/3) * hT - 1.5 \quad (1)$$

$$\text{Para } hS \leq 18 \text{ m} \quad (a) \quad SD = WT/0.6 \quad (b) \quad WT = W' + a - 1.8 \quad (2)$$

$$\text{Para } hS > 18 \text{ m} \quad (a) \quad SD = WT/0.65 \quad (b) \quad WT = W' + a - 1.8 \quad (3)$$

Dónde:

$hS$  = Altura entre subniveles – piso a piso

$hT$  = Altura total del elipsoide de extracción

$SD$  = Espaciamiento entre ventanas (drawpoints) – centro a centro

$WT$  = Ancho total aproximado del elipsoide de extracción

$W'$  = Ancho teórico aproximado del elipsoide de extracción.

$a$  = Ancho efectivo de la abertura de extracción en el techo del drawpoint

En las pruebas realizadas en maqueta, se registraron valores promedios de altura del elipsoide de extracción de 19 m y anchos de 8 m. Según la relación (1), para 19 m de altura total del elipsoide de extracción, la altura entre subniveles (piso a piso) sería de 12 a 13 m. Como este valor es menor que 18 m, luego aplicando la relación (2a), el espaciamiento entre ventanas (centro a centro) sería de 13 m. Estas son primeras aproximaciones a los parámetros altura entre subniveles y distancia entre drawpoints.

Por otro lado, Metálica Consultores S.A. realizó un análisis detallado de los parámetros dilución y recuperación para la aplicación del SLC en el cuerpo Tinyag. En este análisis se consideraron diferentes variables como: mejores ajustes de los elipsoides de extracción, potencias y buzamientos del cuerpo mineralizado, y alturas entre los subniveles. Los resultados de estos análisis indicaron que los valores de recuperación-dilución dependen fundamentalmente del buzamiento del cuerpo mineralizado. Según esto, la altura de 12 m entre los subniveles, representa una buena combinación costo-recuperación-dilución, aparte que esta cifra correspondía con los márgenes establecidos por la evaluación geomecánica que también ellos realizaron. Por ello, la citada empresa consultora recomendó utilizar tal valor de altura entre subniveles.

Se debe mencionar que Metálica Consultores S.A. desarrolló la factibilidad del minado por SLC de Tinyag bajo la modalidad longitudinal, recomendando utilizar un espaciamiento entre ventanas (drawpoints) de 9 m (eje a eje), lo cual significa un pilar de 5.5 m, considerando una sección de 3.5 m x 3.5 m de la ventana. Se repite que estos parámetros son para la modalidad SLC longitudinal.

Tomando en cuenta altura entre subniveles de 12 m y espaciamiento entre drawpoints de 9 m, se llevaron a cabo en Iscaycruz las pruebas en maqueta, obteniéndose valores de recuperación de 87 % a 90 % y dilución de 10 % a 12% a partir del segundo subnivel. Como parámetros referenciales, la revisión de la literatura de casos similares, indica que el promedio de recuperación de 10 cuerpos con información es 85.4 % y el promedio de dilución de 9 cuerpos con información es de 20.9 %. Estos valores referenciales indican que los valores de recuperación y dilución obtenidos para el cuerpo Tinyag, con los parámetros considerados son buenos, mejores que los parámetros referenciados.

#### **4.5.2 SLC mejorado**

En las Figuras (4-1) al (4-4) (Bull and Page, Massmin 2004, se pueden observar algunas de las diferencias más importantes entre el SLC tradicional y el SLC mejorado. La diferencia más notable es que en el esquema tradicional no es posible el flujo interactivo, mientras que en el esquema mejorado esto es posible. El flujo interactivo es el factor más significativo que influye en el rendimiento del SLC, a través de este se puede retardar el ingreso de la dilución promoviendo las condiciones de flujo ideal, de esta manera se logra mejorar la dilución y la recuperación.

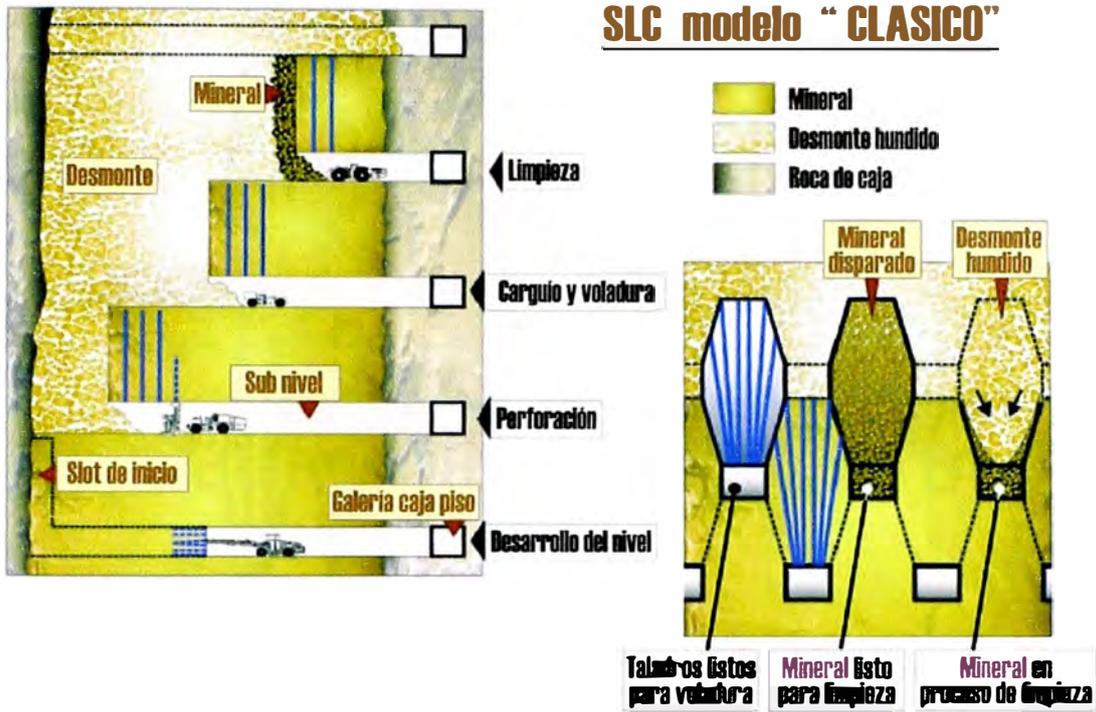


Figura (4-1): Características resaltantes del SLC tradicional o clásico.

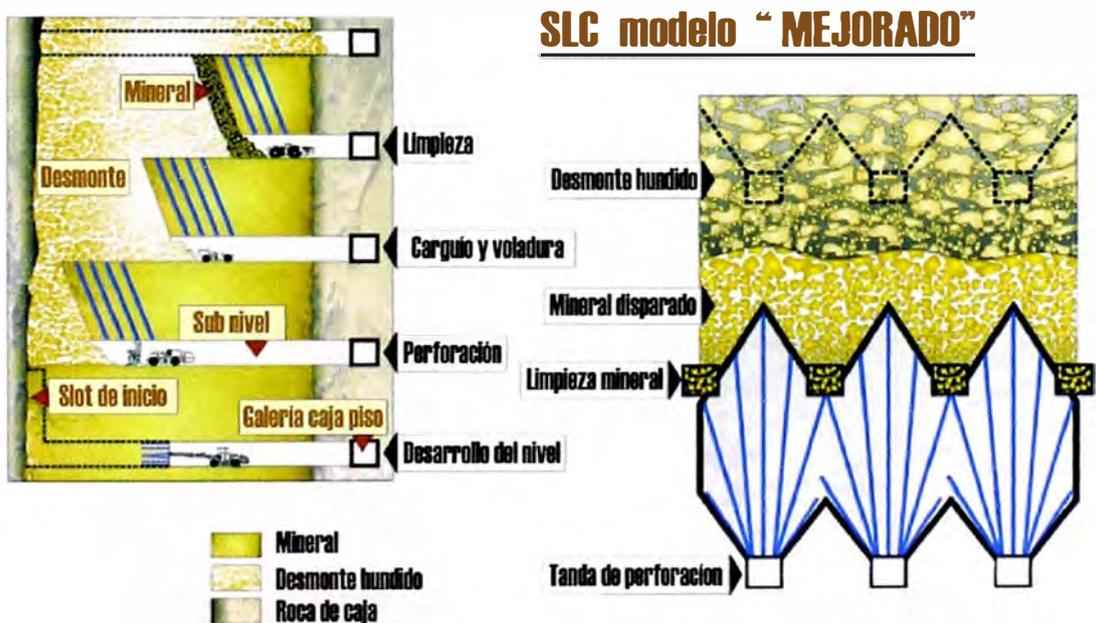


Figura (4-2): Características resaltantes del SLC mejorado.

### Esquemas SLC "CLASICO" vrs "MEJORADO"

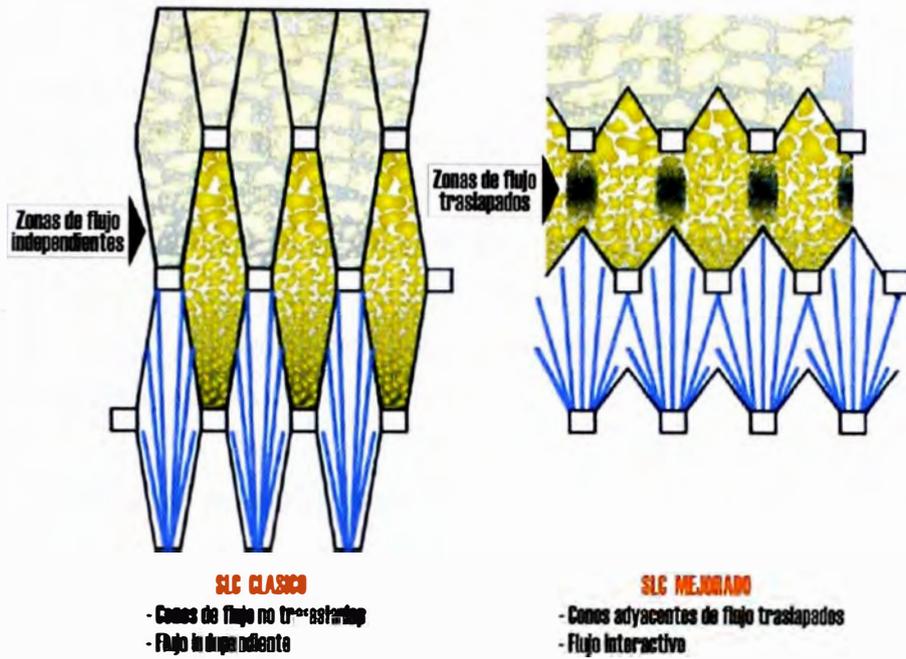


Figura (4-3): Diferencias en el esquema de la perforación.

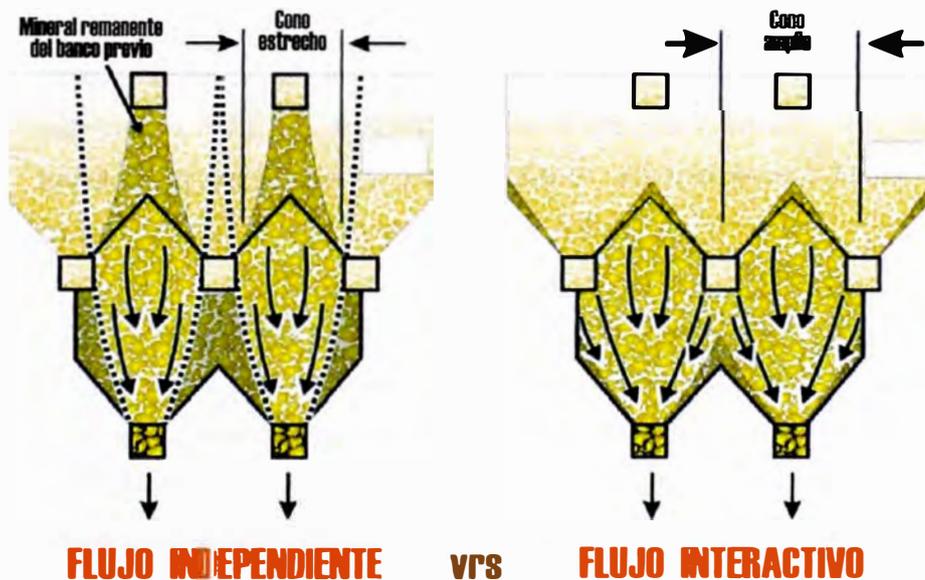


Figura (4-4): Diferencias en la forma del flujo de mineral.

El flujo interactivo está asociado a varios factores, dentro de los cuales tiene primera importancia las técnicas de perforación y voladura. Estas, por un lado condicionarán el aflojamiento del mineral y la compactación del desmonte en el área de hundimiento, por otro lado, la fragmentación diferencial y el arqueo temporal de los materiales más gruesos.

Asegurando el flujo interactivo se puede tener una cobertura completa del flujo con anchos efectivos de pilares de 8 m (ideal) a 10 m, lo cual significaría para el caso de Tinyag espaciamientos centro a centro entre ventanas (drawpoints) de 11.5 m a 13.5.

Las alturas entre subniveles que se practican en el SLC mejorado llegan hasta 20 m o más, dependiendo de las facilidades de perforación y voladura que se tienen disponibles. Se señala que estas alturas corresponden a cuerpos con buzamiento subvertical, hay que tener en cuenta que el cuerpo Tinyag tiene un buzamiento de 65° a 70°, habiéndose determinado que este buzamiento condiciona altamente la altura entre subniveles, siendo recomendable por ahora adoptar los 13.5.

Por tanto, considerando los conceptos del SLC tradicional y mejorado, se puede establecer los siguientes parámetros de minado: altura entre subniveles 13.5 m, espaciamiento entre ventana de 11.5 m a 13.5, con sección de las ventanas 3.5 m x 3.5 m, aunque puede haber un mejor flujo con secciones de ventanas de 4 m x 3.5 m.

Para el diseño de la mina se está considerando estos parámetros, con los cuales se llevará a cabo el pilotaje de este método de minado en el cuerpo Tinyag, en los dos primeros subniveles. Los resultados que se obtengan con este pilotaje y la experiencia valiosa que se ganará, hará posible optimizar estos parámetros, en especial la altura entre los subniveles.

Según los resultados de las pruebas en maqueta, es posible que no se logren resultados satisfactorios en el primer subnivel, pero a partir del segundo subnivel los resultados deben ser satisfactorios.

Cabe señalar que la eficiencia del SLC mejorado radica en la utilización de buenas técnicas de perforación y voladura.

#### **4.6 Sostenimiento**

Se debe tener en cuenta que en el método de minado SLC, el sostenimiento tiene dos funciones:

- El primero, proteger al personal y a los equipos, esto es lo que se llama también sostenimiento preventivo.
- El segundo, proporcionar soporte para mantener adecuadas condiciones de estabilidad en los drawpoints y garantizar así una operación óptima en el área de carguío de mineral, sostenimiento este que tiene carácter estructural.

En el rango de condiciones geomecánicas en donde se aplica el método de minado SLC, el sostenimiento preventivo generalmente debe ser a base de split sets y malla, y el sostenimiento estructural en base a la combinación de pernos cementados tipo barra helicoidal + straps o malla, y/o shotcrete simple o con fibras de acero.

#### **4.7 Control de calidad**

El control de calidad deberá estar dirigido principalmente a los dos siguientes aspectos: primero, a controlar el flujo de mineral (leyes, punto de entrada de la dilución, y recuperación del mineral), labor que está a cargo del Departamento de Geología; segundo, a controlar las variables geomecánicas del minado, labor que deberá estar a cargo del personal del Área de Geomecánica.

Desde el punto de vista geomecánico, la labor del personal de esta área, por un lado, deberá estar orientada a realizar los diseños cotidianos para apoyar al planeamiento y diseño de la mina, por otro lado, a apoyar a la operación de la mina.

Para efectuar las labores de diseño, se deberán realizar trabajos de investigación de la masa rocosa en base al acopio de datos de campo.

Para efectuar las labores de apoyo a la operación, este personal debe estar en el campo supervisando los trabajos relacionados al control de la estabilidad de las excavaciones. Estos trabajos principalmente están referidos a la correcta utilización de los materiales y estándares de sostenimiento, a la correcta aplicación de los procedimientos de instalación del sostenimiento, incluyendo el entrenamiento del personal, y a la verificación de la implementación de sus recomendaciones y del rendimiento del sostenimiento instalado, de tal manera, que se realice un trabajo realmente seguro.

#### **4.8 Consideraciones sobre la subsidencia**

Cuando se utiliza el método de minado “hundimiento por sub niveles” (SLC), a medida que progresa la extracción del mineral, se va formando una cavidad subterránea, que provoca en las áreas superiores manifestaciones de inestabilidad, generándose una depresión en la superficie del terreno. Este fenómeno de inestabilidad se denomina “subsidencia”. En otros términos, la subsidencia es el hundimiento en profundidad y su repercusión en superficie. Inicialmente los efectos de esta subsidencia son locales en los niveles superiores, pero al avanzar el proceso de extracción estos se hacen cada vez más notorios en la superficie, llegándose a generar un “cráter de subsidencia”.

El “cráter de la subsidencia” está definido por dos ángulos: uno determinado por la inclinación de las paredes del mismo, o denominado también “ángulo de desplome”; y el otro, que define la zona límite del efecto de la subsidencia, o denominado también “ángulo de fracturamiento”.

Para el caso de Tinyag, se ha hecho un análisis detallado de estos ángulos de subsidencia, hasta el nivel de minado 4448 msnm, el mismo que se presenta en el Anexo 5. Los resultados de estos análisis, para el caso más crítico, han indicado lo siguiente:

- Para la caja techo, se debe adoptar para el planeamiento y diseño del minado por SLC del cuerpo Tinyag: ángulo de desplome 65° y ángulo de fracturamiento 50°.
- Para la caja piso, si bien es cierto que aquí habrán menores perturbaciones, sin embargo, por seguridad, se recomienda adoptar los mismos ángulos que la caja techo.
- Para las colas Sur y Norte del cuerpo Tinyag, similarmente adoptar los mismos ángulos que la caja techo y caja piso. Si bien es cierto que en estos lugares estos ángulos serán mayores por el confinamiento que suministrarán los materiales hundidos de las cajas Este y Oeste, sin embargo, en ambas colas se ubican estructuras importantes a proteger: al Norte la relavera subacuática Tinyag Inferior, y al Sur el minado del cuerpo Rosita.
- Si consideramos los ángulos señalados y el subnivel del fondo de minado (cota 4448), el dique Sur de la relavera Tinyag Inferior podría ser afectada, constituyendo un alto riesgo para la operación minera. Por tanto es recomendable por un lado, dejar de extraer una porción (cuña) de mineral de la cola Norte del cuerpo Tinyag; por otro lado, monitorear los desplazamientos de esta estructura utilizando un sistema de inclinometría. El mineral que quedaría no es muy significativo, debido a que en este lugar la mineralización se angosta. A la luz de los resultados del monitoreo y las observaciones que se pudieran realizar, este mineral al final podría ser recuperado.
- Es recomendable verter la mayor cantidad posible el desmonte del Pit Rosita en el fondo del Tajo Tinyag, antes del inicio del minado por SLC del cuerpo Tinyag.

EL desmonte que ingrese al área de subsidencia, relleno parcialmente las cavidades dejadas por la extracción del mineral, disminuirán las perturbaciones de la masa rocosa involucrada con los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag. El relleno actuaría en este caso como confinamiento de los pies de estos taludes, mejorando sus condiciones de estabilidad. Esto también favorecería a las condiciones de estabilidad del terreno en superficie.

- Es posible que el mineral continúe debajo del nivel 4448 msnm, de ser así se requerirá oportunamente una nueva evaluación geomecánica para la continuación del minado.

## **5. PLANEAMIENTO Y DISEÑO DEL METODO DE MINADO**

### **5.1 Generalidades.**

Dadas las consideraciones presentadas en el acápite anterior, y por las características del método de explotación, se trabajo el diseño de la mina, teniendo las labores principales en la caja piso; las labores de desarrollo y preparación se diseñaron teniendo presente el mayor tiempo de durabilidad de las mismas, de manera que estas no sean afectadas por el cráter de subsidencia a medida que se vaya profundizando la mina.

Es así que las labores de ventilación, drenaje, chimenea de servicios, sala de compresoras, etc. deberían contar con un mínimo de 20 metros de pilar de protección del área de subsidencia.

El diseño del Sublevel caving esta principalmente basado en un buen conocimiento del flujo gravitatorio así como el comportamiento del mineral y el desmonte en el hundimiento del mismo. Este conocimiento es gobernado por importantes parámetros de minado como:

- a) Altura del subnivel
- b) Espaciamiento entre galerías
- c) Tamaño y forma de las galerías
- d) Diseño de la voladura de taladros (Burden y Espaciamiento)
- e) Técnicas de carguio.

Muchos de los parámetros mencionados interactúan entre si, como por ejemplo la altura del subnivel y el burden. La influencia de la caja techo y caja piso es también esencial, especialmente para cuerpos pequeños.

## **5.2 Estructura de la Mina.**

Dada las características de la secuencia de minado, la cual debe realizarse de norte a sur, para el caso de la Mina Tinyag y de sur a norte para el caso de la Mina Rosita, se opto por hacer una rampa central, de manera que nos permita, centralizar las operaciones para ambas minas, y realizar la menor cantidad de desarrollo posible.

Los by-passes se desarrollaran en la caja piso aproximadamente de 20 a 30 metros del contacto de mineral, esto permitirá realizar el minado de todo el nivel antes de ser afectado por el cráter de subsidencia del mismo minado.

Se ha optado por trabajar con una altura entre niveles de 13.5 mts. desde el nivel 4520 hacia los niveles inferiores, de manera de poder realizar el menor desarrollo posible, pero hay que tener presente que este diseño puede ser cambiado luego de realizar las pruebas pilotos de los niveles superiores al 4520.

Para el espaciamiento entre los Draw points se ha optado una distancia de 11.5 metros de eje a eje, esta distancia en la practica de diferentes minas que realizan el método de hundimiento ha resultado ser la mas optima, es un parámetro preliminar de diseño que luego va ser ajustado con las pruebas piloto.

A continuación se detalla las características de las labores ha ejecutarse:

## **5.2.1 Labores de desarrollo y preparación**

### **5.2.1.1 Rampa.**

Se ubica al sur del cuerpo Tinyag y al norte del cuerpo Rosita, la sección es de 4x4 en línea recta y 4.5x4 en curvas, su gradiente es de 13%, teniendo un cambio de gradiente en el ingreso a los niveles de operación de 13%-6%-0%. La sección diseñada permitirá el paso de los volquete N-12, para el transporte de material (mineral-desmante), el desarrollo de la rampa se hará en lutitas, calidad de Roca RMR=45-50.

### **5.2.1.2 Pívor y by-passes.**

Los pívor que son los ingresos a los niveles de operación se harán de sección 3.5x3.5 de manera que permita el paso de los scoops de 3.5 yd<sup>3</sup>, a continuación se desarrollara los by-passes paralelo al cuerpo de mineral, de manera que sirva como galería de evacuación de mineral (sección 3.5x3.5), estos tendrán una gradiente positiva de 1.5%. El desarrollo de los by-passes se harán en una franja de lutitas de RMR=45.

### **5.2.1.3 Draw Points.**

A partir de los by-passes se desarrollara los Draw-points, de sección 3.5x3.5, de manera que cruce todo el cuerpo de mineral de caja piso y llegue al contacto con la caja techo. Estos Draw points servirán para la explotación del mineral de cada uno de los tajos que formaran al cruzar el cuerpo, como diseño preliminar se ha determinado preparar los Draw points cada 11.5 mts. medidos de eje a eje.



#### **5.2.1.4 Labores e infraestructura para servicios**

##### **Chimeneas de Ventilación.**

Por las características de la secuencia de minado se optó por tener una chimenea de ingreso de aire fresco en la cola norte del cuerpo Tinyag y otra Chimenea de extracción de aire viciado en la cola sur del cuerpo, esta chimenea de evacuación de aire viciado a la vez trabajaría como extracción de aire viciado de toda la rampa, ya que estaría conectado por un crucero de sección (3x3), y teniendo presente que el ingreso de aire fresco en la rampa por las labores antiguas preparadas en la caja techo ayudara a que se mantenga un flujo constante de ingreso de aire fresco y salida de aire viciado.

##### **Cámaras de acumulación de material.**

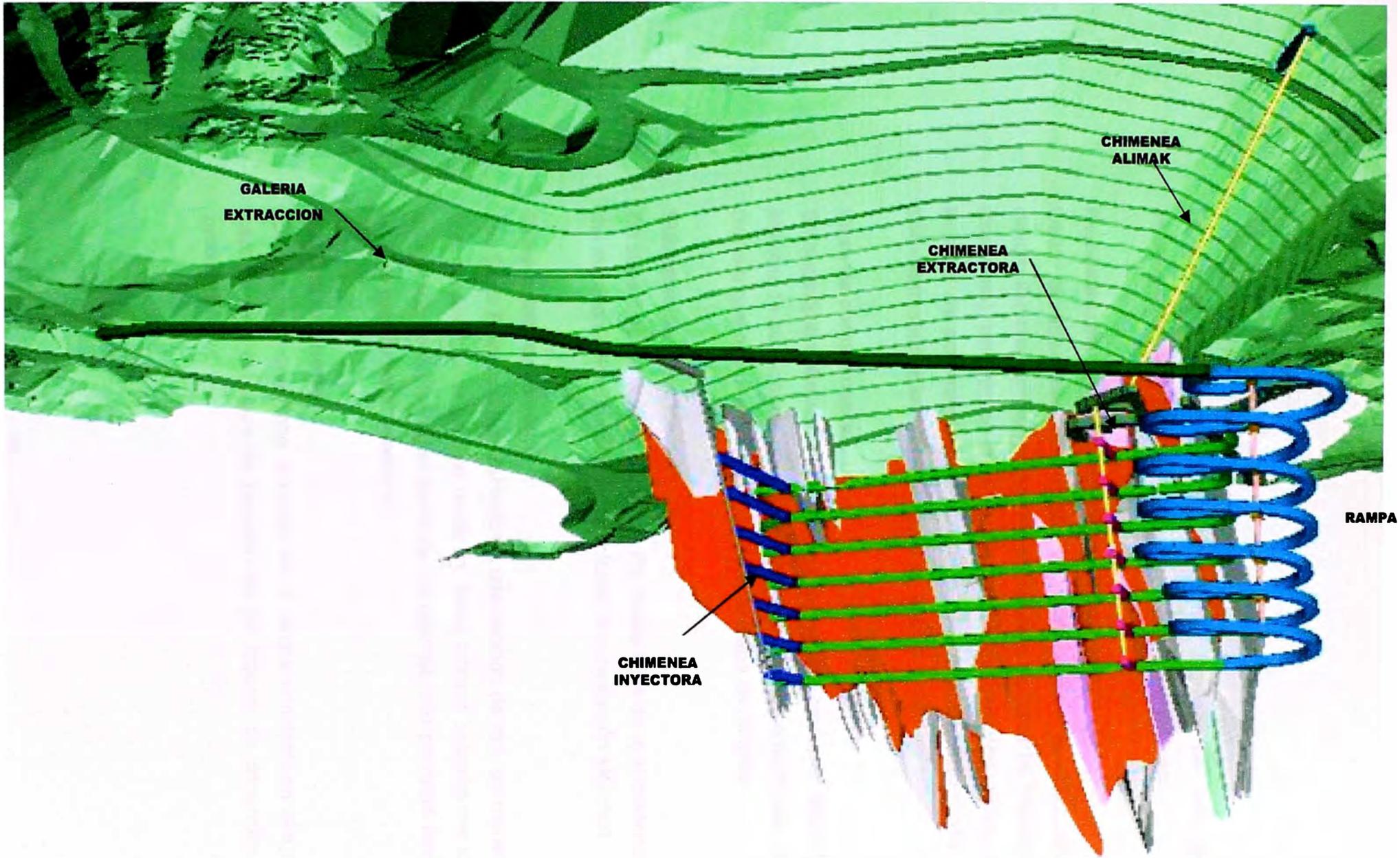
Son labores que sirven para acumular material, se encuentran cerca de las cámaras de carguio, su función es acumular el material suficiente para luego ser descargado hacia la tolva de los volquetes o dumpers.

##### **Cámaras de carguio.**

Son labores que sirven para cargar el material (mineral o desmonte), hacia las tolvas de los volquetes, van desde el by-pass y se comunican hacia la rampa mediante un crucero de sección 3.5x3.5, el desnivel que presentan permite que el scoop pueda visualizar al volquete y descargar el material donde la tolva requiera.

##### **Sumideros.**

Dada la flexibilidad del método, ello permite que pueda explotarse el mineral en tres a cuatro niveles a la vez, por lo tanto es necesario realizar sumideros en cada uno de los niveles, estos sumideros de sección 3.5x3.5 y gradiente 15% deben prepararse en la cola sur de los by-passes.



**Chimenea de servicios.**

La chimenea de servicios va a permitir ingresar por ella las diferentes líneas de servicios como: aire, agua, energía, etc.

**Rampa auxiliar de transporte de material.**

Dado la influencia del cráter de subsidencia, es necesario desarrollar una rampa auxiliar de evacuación de material (mineral-desmonte), esta rampa debe iniciarse en la caja piso, muy cerca de la zona de acumulación de mineral de Tinyag en plataforma y debe comunicar a la rampa principal en la cota 4544.

**Casa de compresoras.**

En superficie debe estar ubicada la casa de compresora, lejos de la zona de subsidencia del minado tanto de Tinyag como Rosita, de manera que nos pueda servir para toda la etapa de minado.

**Subestación eléctrica.**

En superficie en la zona oeste del Pit Rosita lejos de la subsidencia del minado de Rosita debe estar ubicada la subestación eléctrica.

**Draw points en mineral.**

Los Draw Points en mineral tendrán una sección de 4x4, de manera que permitan tener un flujo continuo, estas labores deberán ser las más planas posibles en el techo de las mismas, ello permitirá tener un flujo gravitacional constante.

**Cámara de bombeo.**

Es una labor que debe ubicarse en la rampa principal, en ella se captará toda el agua de filtración de las labores de desarrollo y producción.

### 5.3 Consideraciones de importancia en el diseño.

#### 5.3.1 Efectos de la relación entre la altura de subniveles, el burden, la recuperación de mineral y la dilución.

a) La altura entre subniveles debería ser lo mas alto posible para tener un bajo costo de desarrollos, sin embargo las consideraciones practicas presentan un limite para altura entre subniveles; esto se debe principalmente a las dificultades que se tienen de obtener una fragmentación apropiada debido a que la desviación de taladros es mayor a tenerse una mayor altura entre los subniveles.

b) La inclinación de la pared de voladura “&” es también una función en la que intervienen una serie de factores. Podemos escribir la función de la inclinación de la pared como:

$$\& = f(Km/Kg, S, V, v, R)$$

donde:

Km = Tamaño de las partículas en mineral

Kg = Tamaño de las partículas de desmonte

S = Altura

V = Burden

v = Velocidad de viaje del material en el flujo gravitatorio dado por la velocidad de extracción.

R = Rugosidad

La inclinación del frente “&” debería prevenir como sea posible la ínter mezcla del mineral en el desmonte o viceversa.

Un material de tamaños de partículas finas puede como resultado de la fuerza gravitacional rellenar cavidades y gaps en un material de tamaños de partículas gruesas, los finos de mineral pueden caer sobre el desmonte o viceversa.

La posibilidad de la mezcla gravitatoria entre el mineral y el desmonte determina como la presión de la capa de desmonte es distribuida en el frente, materiales largos absorben mas presión que el material fino la cual influye en su movilidad, sin embargo cuando el desmonte es mas fino que el mineral es ventajoso tener una pared hacia delante, 20 por ciento por ejemplo, la presión entre el mineral grueso, el frente reducido y los finos de desmonte hacen que este no corra fácilmente por gravedad dentro del mineral.

Por otro lado si el desmonte tiene una fragmentación igual o mayor que el mineral, solo un pequeño ángulo hacia delante es recomendado, 5 grados por ejemplo. Cuando el mineral es mas fino que el desmonte, es ventajoso tener una inclinaron negativa, para prevenir el mineral fino dentro del desmonte grueso.

Un importante factor es también la fricción entre la pared volada y el mineral volado, la fricción es más grande cuando la inclinación es mayor.

Para el caso de nuestro minado estamos considerando una inclinación de 80 grados con respecto a la horizontal hacia delante, en la cual debemos obtener una granulometría adecuada, para esto la relación entre la granulometría del mineral y la granulometría en desmonte debe ser mayor de 1.

### **5.3.2 Técnicas de carguio, inclinación del frente y burden.**

Los tipos de equipos de carguio también tienen algún efecto en la voladura a profundidad. Un cargador permite voladuras de material mas profundas (mayor altura). Un LHD por ejemplo permite hacer voladuras mas profundas en forma mas adecuada que un cargador Cavo. La inclinación de la perforación también es afectado ha profundidad, con taladros verticales se requiere voladuras mas profundas (mayor altura) que con taladros inclinados ligeramente hacia delante. Esto es porque la presión

entre el mineral y la inclinación del frente es reducida en comparación con el frente de mineral, resultando un incremento de material movilizado.

<p>Contacto horizontal en superficie</p>						
<p>Contacto inclinado en superficie</p>						
<p>Efecto en la mezcla</p>	Mineral en Desmonte Perdida de mineral	Practicamente no hay mezcla	Desmonte en mineral	Practicamente no hay mezcla	Nada o poca mezcla	Nada o poca mezcla
<p>Punto de vista práctico</p>	No favorable	Favorable	No favorable	Favorable	Favorable	Favorable

Mezcla de flujo gravitacional dependiendo de la geometría del mineral y desmonte

Mineral Desmonte

#### 5.4 Secuencia de Minado.

El mineral de la mina Tinyag, es un material de blending que nos sirve para obtener altos grados de ley de concentrado de todo el mineral que trata la unidad Minera, debido a que presenta pocas impurezas de material en su contenido. En la actualidad el mineral tratado tiene un blending cuya proporción es de: 4:2:1 (Limpe Centro/Chupa/Tinyag-Rosita, respectivamente), según las pruebas que se han venido realizando a lo largo de todo el tiempo de operación, esta es la proporción que nos ha permitido obtener los mejores resultados de Ley de Concentrado y Recuperación.

Según el planeamiento de largo plazo, se ha visto por conveniente desarrollar la secuencia de minado bajo el escenario de mayor necesidad de mineral (ESCENARIO-2/DRAFT-2, tratamiento de 4000 TPD). Para esta necesidad se requiere el siguiente tonelaje de tratamiento

Año 2006	Año 2008	Año 2009	Año 2010	Año 2011	Año 2012	Año 2013
10,000 tn	10,000 tn	12,000 tn	12,000 tn	15,000 tn	15,000 tn	25,000 tn

Ver Anexo (6)

Para esto, se ha visto que es necesario trabajar con dos a máximo tres draw points en dos niveles consecutivos de trabajo con una secuencia en retirada de norte a sur, es importante mencionar que debido a la subsidencia del cono de fracturamiento, no es factible el poder realizar el minado en tres niveles consecutivos. Bajo este requerimiento se ha proyectado la necesidad de avances en la mina Tinyag, las cuales se presentan a continuación:

## 6. OPERACIONES UNITARIAS

### 6.1 Perforación

Una de las operaciones de mayor importancia en el método de Hundimiento por Subniveles es la perforación. La importancia de obtener una perforación sin desviación es de gran importancia, puesto que la granulometría del material obtenido influye en el flujo gravitacional del método.

El método se inicia con la perforación de la cara libre, la cual se realiza cerca de la caja techo. Para poder abrir esta cara libre se presentan dos opciones:

#### 6.1.1 Perforación en Realce.

La perforación en realce propuesta en este tipo de minado se realizará de forma que los taladros queden dispuestos para crear una cara libre con una menor resistencia de la roca a los efectos de presión y compresión de las ondas generadas durante la voladura.

Esto se puede lograr creando un ángulo más abierto con relación a la caja techo, esto hace que la fuerza creada por la detonación en el taladro tenga

menor resistencia, y se pueda crear una mayor eficiencia en los resultados de voladura.

El eje de pivoteo para la perforación de los taladros, se regula de acuerdo a la inclinación que se desee dar a los taladros, por lo que se propone que para un total de 14 filas en tipo realce (abanicos) se requiere de 6 puntos de pivoteo, logrando así los ángulos requeridos para el realce, lo que oscilan entre los 34° y 71°. (Ver planos de corte transversal).

La perforación se realizará con brocas de 64 mm. Con tendencia a incrementarse a 81 mm. de diámetro, a la vez se recomienda el uso de tubos TAG. Para disminuir el porcentaje de desviación de taladros durante la perforación.

La malla de perforación propuesta consta de 24 filas, dispuestos en diferentes ángulos de acuerdo a lo que se indique en los planos.

### **Ventajas**

La ventaja que ofrece este tipo de arranque es que no es necesario el cambio de brocas durante la perforación, por tener todo el mismo diámetro la que a su vez facilitará el posterior carguío de los taladros.

La inclinación de los taladros en las filas, varían en forma gradual desde los 60° hasta llegar a los 90° aumentando en forma paulatina la profundidad de los taladros de acuerdo al diseño y longitud de las labores.

La perforación hacia la caja techo se inicia con una inclinación de 37° para darle facilidad a la salida de los primeros taladros del arranque y así crear una buena cara libre.

### Desventajas

El método de perforación implica una cantidad de pies perforados mayor a los del método por filas, por lo que se parte de un mismo punto para varios abanicos lo que supone un mayor costo en perforación.

La cantidad de taladros requeridos para minar el bloque de 25 m. de largo, es de 188 taladros que hacen un total de 7594.98 pies perforados.

METROS PERFORADOS	2315.54	Nº tal.	188
		tal > a 16 barras	14
PERFORACION ( PIES )	7594.98	tal. < a 16 barras	174

### Parámetros de Perforación

DIAMETRO DE PERFORACIÓN	: 64mm.
VIDA UTIL DE BROCAS	: 3000 pies
DUREZA DE LA ROCA MINERALIZADA	: 38 RMR
VELOCIDAD DE PENETRACION	: 27 m/Hr.
BURDEN EN FILAS	: 2.2 m.
ESPACIAMIENTO POR FILAS	: 2.2 m.
BURDEN EN REALCE	: 1.5 m.
ESPACIAMIENTO EN REALCE	: 2.2 m.
PUENTE	: 11 m.
ALTURA MAXIMA A PERFORAR	: 21 m.
Nº DE TALADROS POR FILAS (promedio)	: 8 – 10
COSTO PROMEDIO DE PERFORACION	: 0.178 \$/Tn.

### TIEMPO DE PERFORACION

	Horas	Minutos	segundos
Teórico	131	52	13

El tiempo de perforación se estima para el total de pies perforados en un tajeo, con un tiempo promedio de 0.01739 Horas por pie, para efectos de calculo se cuentan las horas netas de perforación sin la implicancia de horas muertas.

Otros factores con las que se estima trabajar en este minado son:

Densidad mineral	<u>3.3</u>	<u>3.0</u>	<u>3.5</u>
Tn. /Pies :	1.85	1.68	1.96
Pies / Hr. :	57.49		

La malla de perforación para los subniveles en producción alcanza una altura máxima de 21 metros en su parte mas alta y un ancho de 11 metros, la inclinación máxima de los taladros en abanico en la filas serán de 60°, con relación a los tajos adyacentes con la finalidad de crear la inclinación adecuada y pueda deslizarse la carga volada.

El costo promedio de perforación para este proyecto se ha estimado de un promedio del costo de perforación con las que están trabajando las Minas Limpe Centro y Chupa.

Factor:           \$. / Pie Taladros mayores a 16 barras : 0.539  
                      \$. / Pie Taladros menores a 16 barras : 0.298

PIES PERFORADOS		COSTO PERFORACION	
pies > a 16 barras	<b>971.82</b>	→ 523.81	<b>2493.59</b>
pies < a 16 barras	<b>6610.0</b>	→ 1969.78	

### 6.1.2 Método Con Chimenea VCR.

La perforación se realizará hacia la caja techo según lo proyectado y se tendría una longitud media de 14.5 m. con un ángulo de 90°, en una vista transversal con respecto al eje del crucero, a la vez se proyectará dos filas de Slots hacia la caja techo, para asegurar la recuperación de mineral en

la primera voladura, esto hará que el ángulo de apertura sea de 20° de la caja techo a los cuadradores de la chimenea.

La malla de perforación propuesta para este terreno es la de tres taladros rimados y cuatro taladros cuadradores las cuales se proyectan de acuerdo a la distancia propuesta por los planos.

Además de la perforación de la chimenea se hace necesaria la perforación de taladros de los Slot en abanico hacia el lateral izquierdo con vista al frente del crucero(C/T) para completar y obtener el ancho de minado proyectado. (Ver planos de corte).

El tonelaje promedio para la primera voladura de la chimenea mas los slots se calcula llegar a una producción de 879.16 Tn.

La cantidad de pies perforados con este método es menor a la que se emplea con el método del realce, por las siguientes razones:

1. Por que las filas proyectadas son paralelas entre ellas con la inclinación promedio de 80° con el eje del crucero.
2. Los taladros perforados no llegan a alcanzar los 64 pies de largo lo que indica un menor costo de perforación.
3. Al tener menor longitud de taladro la desviación de taladros en el momento de la perforación disminuye, lo que resulta favorable para lograr un buen resultado de voladura y posterior fragmentación de la roca.

Los parámetros de perforación calculados, estiman la perforación de todo el tajo de 25m. de largo en promedio en un tiempo de 91 horas, lo que equivale a 7 días de perforación con 6.5 horas efectivas de perforación por cada guardia de 10 horas.

El tiempo promedio de perforación solo incluye el tiempo neto de perforación en todo el tajo no incluye las perdidas y/o horas muertas.

Parámetros De Perforación.

DIAMETRO DE PERFORACIÓN	: 64mm.
VIDA UTIL DE BROCAS	: 3000 pies
DUREZA DE LA ROCA MINERALIZADA	: 38 RMR
VELOCIDAD DE PENETRACION	: 27 m/Hr.
BURDEN EN FILAS	: 2.2 m.
ESPACIAMIENTO POR FILAS	: 2.2 m.
BURDEN EN REALCE	: 1.5 m.
ESPACIAMIENTO EN REALCE	: 2.2 m.
PUENTE	: 11 m.
ALTURA MAXIMA A PERFORAR	: 21 m.
Nº DE TALADROS POR FILAS (promedio)	: 8 – 10
COSTO PROMEDIO DE PERFORACION	: 0.1116 \$/Tn.
FACTOR PIES / TONELADA	: 0.426

TIEMPO DE PERFORACION		
Horas	Minutos	segundos
91	1	9

El tiempo de perforación y los pies perforados totales son menor a la cantidad usada con la malla en realce lo que implica menor costo en perforación y voladura

METROS PERFORADOS	1596.8	Nº tal.	130
		Nº tal.> 16	0
PIES PERFORADOS	5238.85	Nº tal.< 16	130

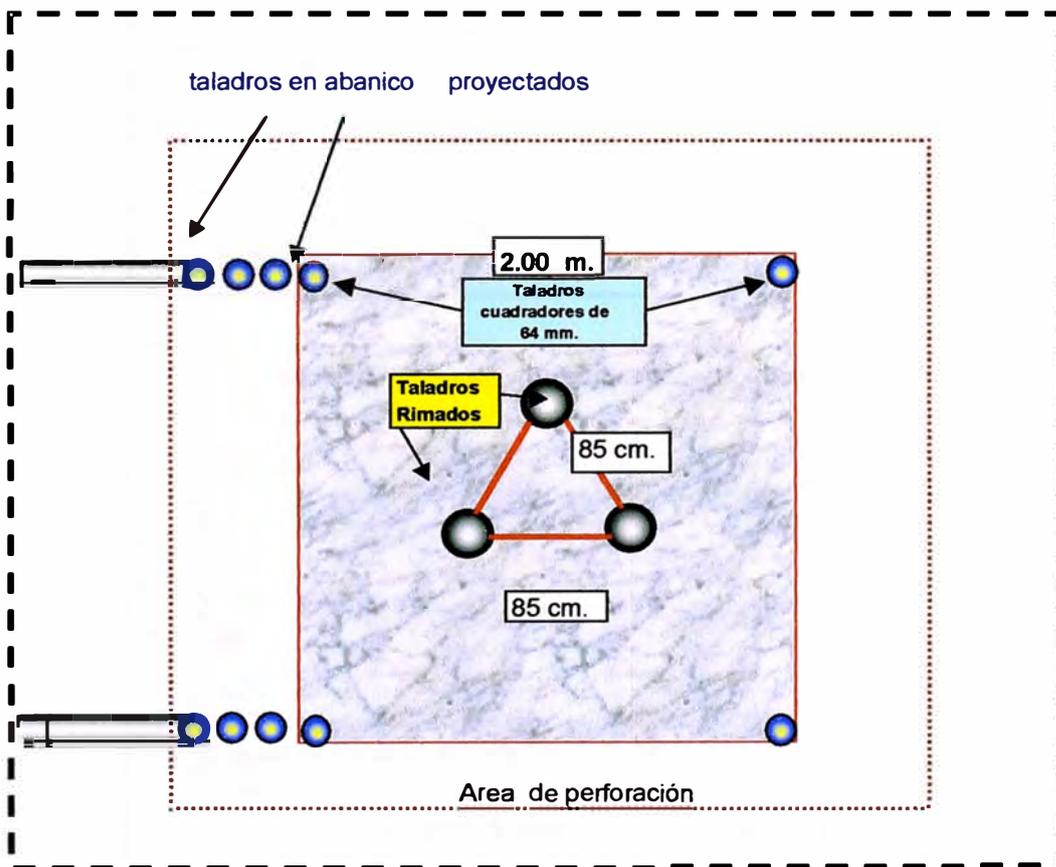
PIES PERFORADOS			
pies > a 16 barras	0	0	1561.17
pies < a 16 barras	5238.85	1561.17	

Densidad	<u>3.3</u>	<u>3.0</u>	<u>3.5</u>
Tn /Pies.	: 2.669	2.426	2.83
Pies / Hr.	: 57.5		

La chimenea se hará con una inclinación de 71° hacia el costado derecho del tajo a minar para facilitar que los taladros del Slot tengan mayor espaciamiento y facilitar la perforación, a la vez que el equipo de perforación tenga un solo punto de pivoteo

### MALLA PROPUESTA.

#### MALLA DE PERFORACIÓN DE LA CHIMENEA

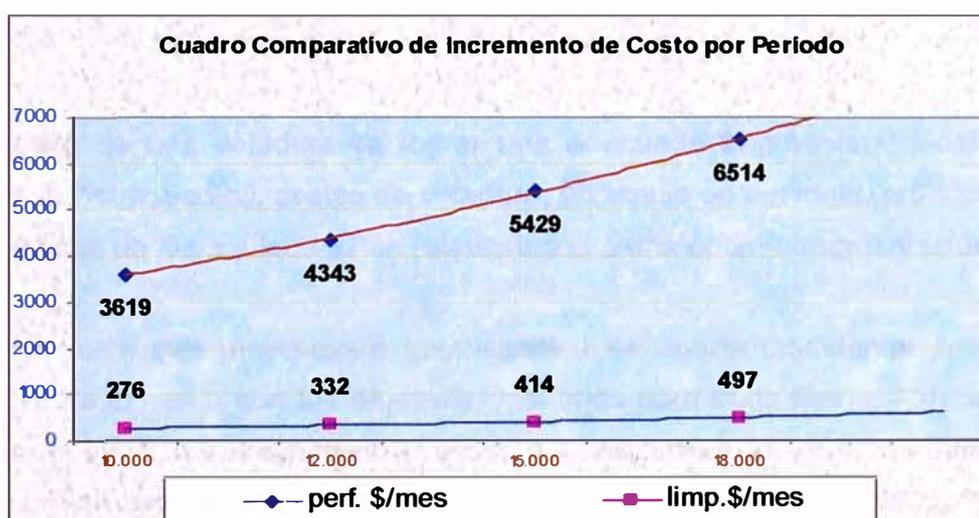


## PARAMETROS DE REQUERIMIENTO DIARIO

La perforación se ajusta a los requerimientos de producción por mes lo cual para los años del 2,006 al 2,007 es de 10,000 Tn. al mes.

Esta producción requerirá que el tiempo de perforación al mes sea de 65.17 horas efectivas de perforación,

Plan de minado años 2,006 – 2,012 (Toneladas / Mes)				
Años	Tonelaje/mes	% incremento.	Perf. \$/mes	limp. \$/mes
2,006	10,000	0	3619.1	276.25
2,007				
2,008	12,000	20	4342.92	331.5
2,009				
2,010	15,000	50	5428.65	414.375
2,011				
2,012	18,000	80	6514.38	497.25
> 2,012				



El abastecimiento diario de mineral para cubrir el requerimiento mensual es de 333.33 Tn /Día. Esto hace que la perforación se ajuste a 2.17 Horas efectivas de perforación por Día, para perforar 124.9 pies, la cual es la cantidad mínima que se debe perforar.

Lo que se recomienda, es la acumulación de taladros, la cual hará que se pueda realizar mantenimientos o chequeos a los equipos sin perjudicar la producción, las horas de perforación con las que se están trabajando actualmente es de 6 horas efectivas.

#### DATOS DE MINADO

PERFORACION	Tn. requerido por día	333.33		
	Tn. Total / mes	10,000.00		
	perforación Pies / mes	3,747.14		
	tiempo de perf. / mes	65.17	Hr. requeridas	2.17
	Perforación pies/Hora	57.49	Pies requeridos/día	124.90
	Horas efectivas de perf. / Guardia.	6	Equipos / Día	1.00

#### 6.2 Voladura

El objetivo de una voladura es lograr una adecuada fragmentación del macizo rocoso, la parte técnica, costos de voladura, eficiencia operacional, productividad y performance de los equipos están relacionados a una óptima fragmentación.

Con los datos que proporciona geomecánica se puede modelar el proceso de voladura de acuerdo con los objetivos deseados para cada faena. Así, se puede analizar la sensibilidad del macizo rocoso al someterse a los diversos parámetros, y se pueden evaluar los efectos en vibraciones, fragmentación, daño al macizo rocoso adyacente y desplazamiento del material fragmentado.

Para efecto de cálculos de las mallas de perforación a usarse en el proyecto mina TINYAG, se ha tomado como ejemplo los parámetros de perforación y voladura de las minas Limpe Centro y Chupa, de manera de adecuarlas a las características del macizo rocoso del nuevo proyecto Tinyag.

### **6.2.1 Voladura Con Arranque en Chimenea VCR.**

Para tener buenos resultados en voladura debe tenerse en cuenta:

1. La malla de perforación debe ser bien definida por el área de control de minado teniendo en cuenta las variables del terreno.
2. La perforación debe adecuarse a los cambios del terreno para minimizar la desviación de taladros. Es importante llevar un buen paralelismo sobre todo en los taladros del arranque y las ayudas.
3. El carguío de los taladros se debe hacer con personal calificado, es importante mantener al mismo personal de manera que se adecuen a la malla de perforación y las secuencias de voladura que ello requiera.
4. El material explosivo a usarse debe estar directamente ligado a las condiciones del terreno.

La secuencia de salida del arranque debe variar de 50 a 75 milisegundos de diferencia entre series. Esto permite tener un tiempo adecuado de los taladros volados, de manera de poder expulsar el material roto.

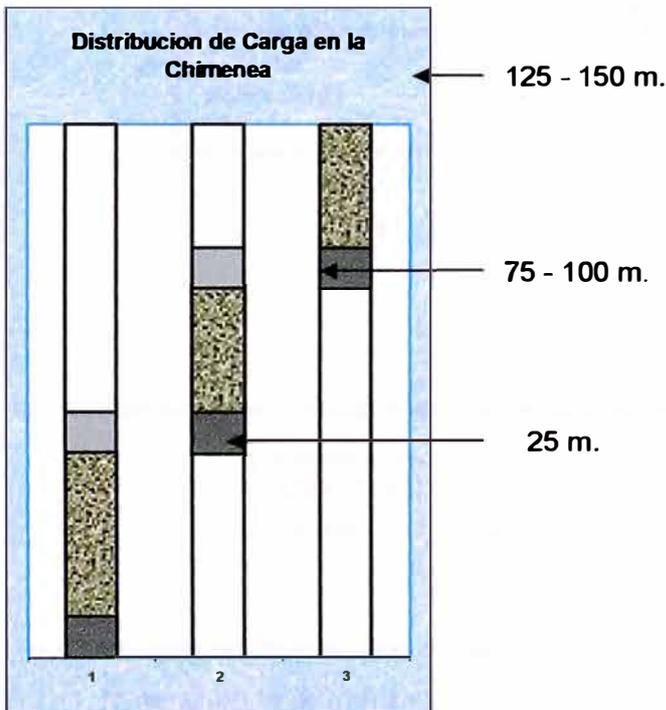
#### **Ventajas**

- La ventaja más resaltante en este método es que asegura una mayor eficiencia de disparo en la chimenea.

- El factor de carga promedio es 0.21 Kg./Tn. Este factor es menor que el obtenido por el método de realce y se refleja por la menor cantidad de taladros a cargar.
- El costo de perforación y voladura resulta menor en comparación al método del realce.

**Desventajas**

- Presenta una gran dificultad para cargar los taladros rimados de gran diámetro (101 mm), la carga (ANFO) no se sostiene en la cavidad con facilidad, recurriéndose a introducir tapones en los taladros con la finalidad de retener la carga, este hecho genera un mayor tiempo en el llenado de la carga explosiva.
- Por el tipo de terreno los taladros a cargar presentan un mayor diámetro de perforación por desmoronamiento de las paredes del mismo, lo que implica mayor consumo de explosivos.



PARAMETROS DE CARGUIO	
Carga por Taladro (Kg.)	20
Altura de carga por Taladro (m.)	2.0
Altura de Taco (m.)	1.0
Altura de chimenea (m.)	11.00

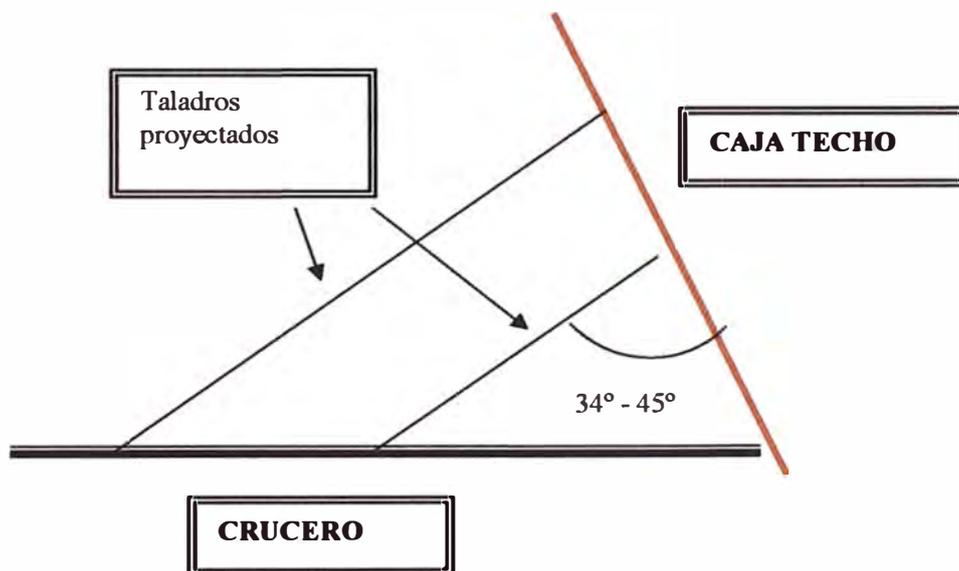
COSTOS DE EXPLOSIVOS	
ANFO	602.7
EMULSION DE 1 1/2 x 8	53.04
DETONADORES > 15 m.	0.00
DETONADORES < 15 m.	243.1
CORDON DETONANTE	10.90
MACHA SECA 7'	8.03
MECHA RÁPIDA	1.00
<b>Costo Total</b>	<b>918.78</b>

Los costos de voladura se realizaron considerando todo el tajo de 25 m. de largo como promedio, con una producción promedio de 13,980.92 Tn de mineral.

DIST. CARGA	1167.05
DIST. TACOS	652.80
EXP. KILOS	2917.63

### 6.2.2 Voladura En Realce.

Por el tipo de terreno y de acuerdo al diseño de perforación, resulta bastante conveniente el incremento del grado de apertura entre los taladros perforados y la caja techo, puesto que para efectos de voladura se tendría menor resistencia en los puntos críticos, ósea en el fondo de los taladros.



Lo que se busca con el uso de este método es una mayor recuperación de mineral en la primera voladura.

### **Ventajas**

- El carguio de taladros es mas rápido que el anterior método, el material explosivo (ANFO) se comprime con bastante facilidad.
- Se controla mejor la cantidad de carga en los taladros.
- Al tener menor resistencia la salida, es menos probable que falle el disparo.

### **Desventajas**

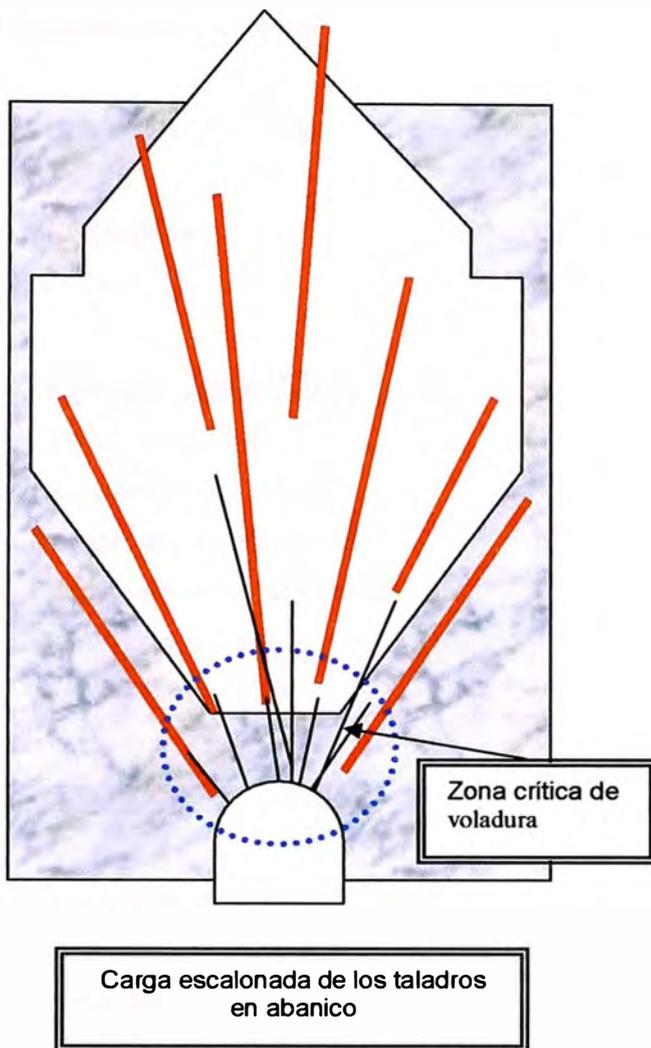
- El costo de perforación y voladura es mayor, por el incremento de pies perforados. Esto implica un incremento de 22.3 % en el costo de explosivos.

### **Perforación y Voladura de las Filas en Abanico.**

El carguío de los taladros se hará inyectando anfo con ayuda de aire comprimido. Esto resulta eficiente y de rápido manipuleo. Se puede regular la compresión de carga de acuerdo a la altura y al diámetro de los taladros a cargar.

El diámetro de carga es controlado con mangas de polietileno de 2", la cual es insertada dentro de los taladros para crear una pared uniforme.

La secuencia de salida en la voladura de los taladros inclinados será en forma de "V", esto permite que se cree la cara libre en el centro para luego romper los taladros adyacentes continuos. Para la secuencia de salida de los taladros se recomienda usar retardos entre los 25 a 50 milisegundos.



El carguio de las filas en abanico es en forma escalonada, no permitiendo sobrecargar los taladros en la parte inicial.

Con una secuencia de salida escalonada se logra disminuir los efectos de vibración de la zona a minar. La secuencia de salida y el tiempo de retardo entre detonaciones debe variar de 25 a 50 milisegundos.

El grado de amortiguación que ofrece el material depositado en la cara libre, conlleva a una mejor fragmentación de la roca.

### 6.3 Limpieza y Acarreo de mineral

Los trabajos de limpieza de los tajos se realizará con Scoop de 3.5 Yd<sup>3</sup> modelo Tamrock EJC-130. Al tenerse una densidad in-situ de 3.3 Tn/m<sup>3</sup>, el promedio de carga por cuchara es de 5 Toneladas.

El mantenimientos de las vías en los by-passes será constante, debido al transito que soportara esta zona.

La cantidad estimada de Equipos requeridos para la limpieza de los tajos es de un equipo.

### 6.3.1 Estudio de Tiempos

#### **SCOOP DE 3.5 yd<sup>3</sup>**

CARGA : NV -4533 LABOR  
DESCARGA : NV -4533 CAMARA RAMPA  
DISTANCIA : 204 m.

#### **TIEMPOS PROMEDIO (seg.)**

Tiempo de carga : **72**  
Tiempo de descarga : **40**  
Tiempo de recorrido ida : **171**  
Tiempo de recorrido vuelta : **171**  
Tiempo de espera : **0**  
Tiempo de zarandeo : **0**

#### **DATOS DEL SCOOP:**

Capacidad de cuchara (Yd<sup>3</sup>) : **3.5**  
Capacidad de cuchara Tn : **5.9**  
Operador

#### **CALCULOS:**

Velocidad (metros/ minuto) : **75.1**  
Horas operativas : **7**  
Tonelaje considerado : **100**  
Ciclo (seg.) : **254**  
Viajes por hora : **8**  
Toneladas hora : **47**  
Tonelaje guardia : **329**

### DATOS

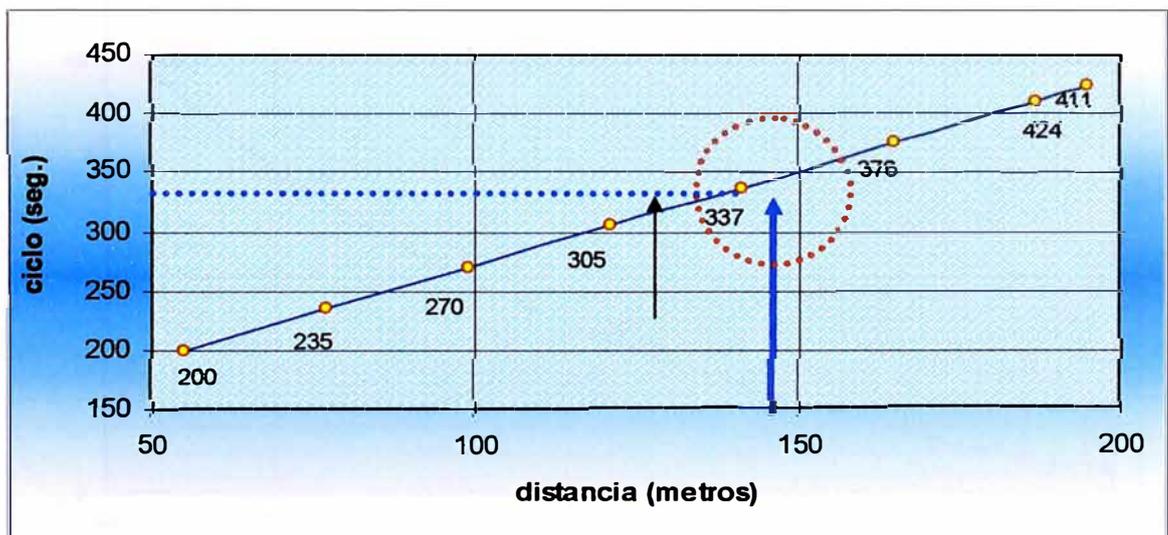
LABOR: Mina Tinyag.  
NIVEL : 4533  
HORAS OPERATIVAS: 7  
Tn. A TRASLADAR: 333.33

Distancia (m.)	55	77	99	121	141
Ciclo (seg.)	200	235	270	305	337
Viajes hora	18.0	15.3	13.3	11.8	10.7
Viajes guardia	126	107	93	83	75
Tn. Hora	107	91	79	70	63
Horas requeridas	3	4	4	5	5
Guardias requeridas	0	1	1	1	1

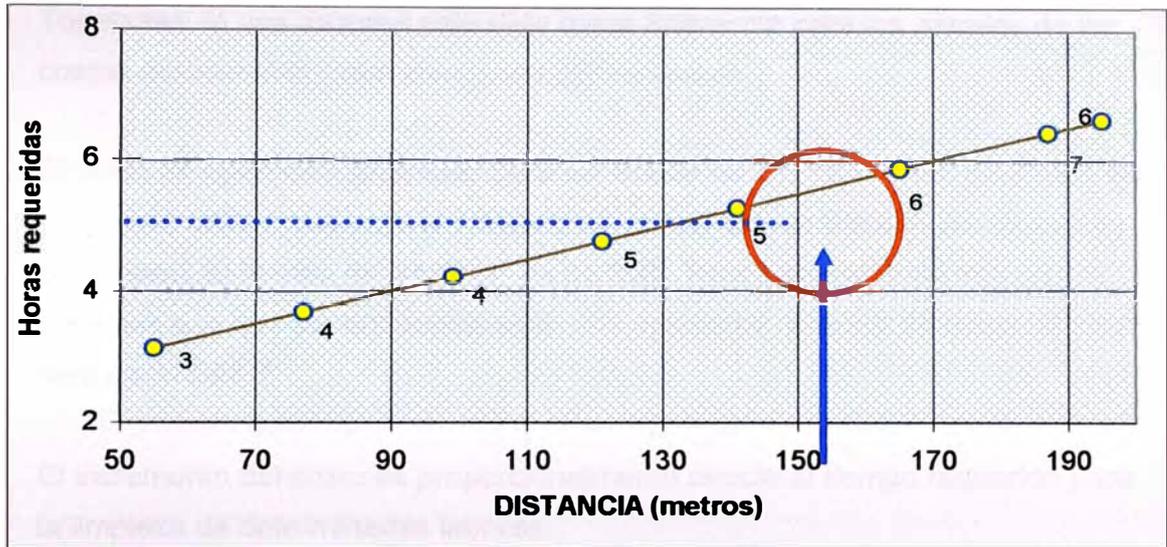
### 6.3.2 Graficas de Productividad

El estudio de tiempo de las labores que actualmente se están trabajando nos refleja que la limpieza es muy lenta por la distancia a la que se encuentra, por lo que se proyecta hacer una zona de carguio más cercana a las labores.

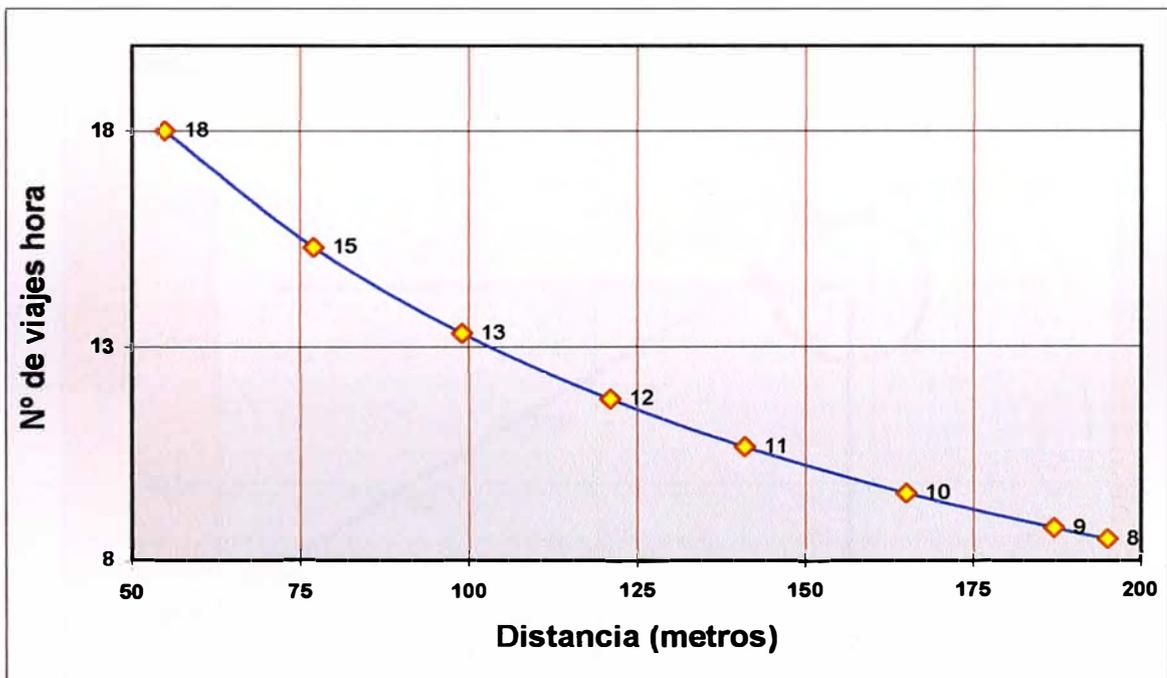
El tiempo de ciclaje es proporcionalmente directo a la distancia que se tiene desde las labores en la que se está minando.



El tiempo que se ha tomado como referencia es el promedio de tonelaje que arroja un disparo en los frentes de producción. (100 Tn.)



El número de viajes a realizar por hora es proporcionalmente inverso a la distancia a recorrer.



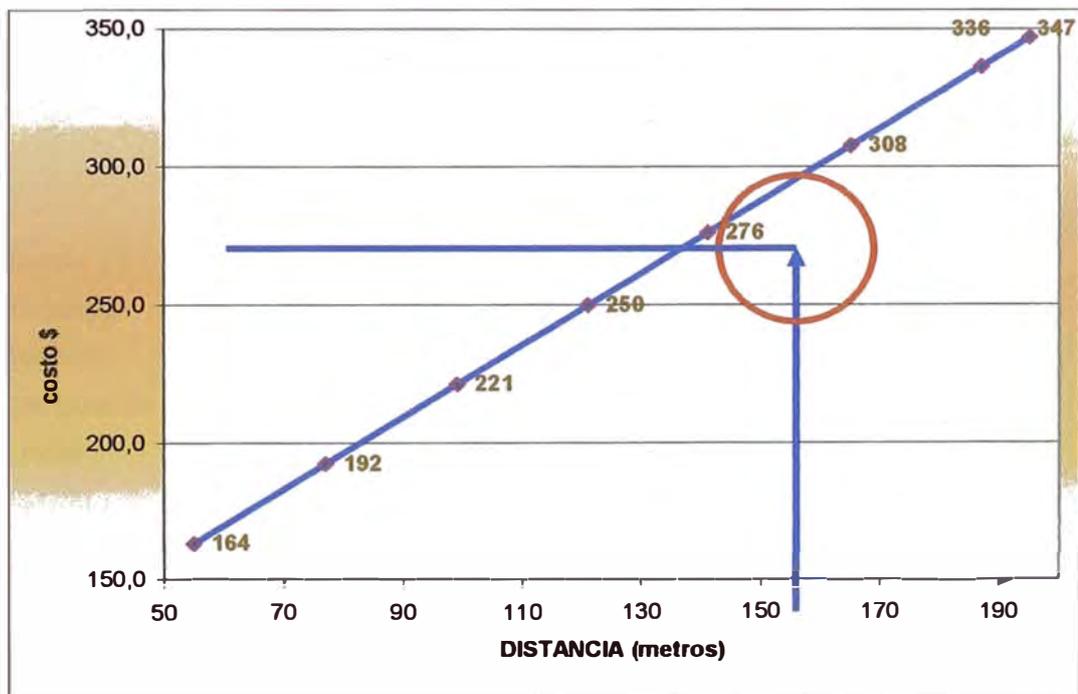
### 6.3.3 Cálculos de costos (SCOOP)

Según los cálculos de voladura, el tonelaje por disparo de las filas es de 333.33 Toneladas, lo que se toma este dato como referencia para los cálculos de los costos de operación para los equipos de limpieza.

El costo de operación promedio para los Scoop de 3.5 Yd<sup>3</sup> es de 52.31 \$ /hora. Lo que se estima que para la limpieza de un tajo que arroje 333.33 toneladas de mineral, El tiempo de limpieza es de 5.28 Horas efectivas de trabajo y la distancia a la que se encuentra es a 141 metros de la zona de carga, el costo será de 276.25 \$.

El incremento del costo es proporcionalmente directo al tiempo requerido para la limpieza de determinadas labores.

Distancia (m.)	55	77	99	121	141	165	187	195
Costo en \$.	163.7	192.5	221.3	250.1	276.2	307.7	336.4	346.9



El parámetro para la limpieza de 333.33Tn de mineral la cual es la producción diaria requerida.

LIMPIEZA	Tiempo de Limp. Tajo (Hr.)	<b>158.43</b>	Hr. requeridas	<b>5.28</b>
	Distancia de recorrido (m.)	<b>141</b>	Guardias requeridas	<b>0.38</b>
	Horas efectivas limpieza / Guardia.	<b>7</b>	Equipos / Día	<b>1.00</b>
			Eficiencia Tn/hr.	<b>63.12</b>

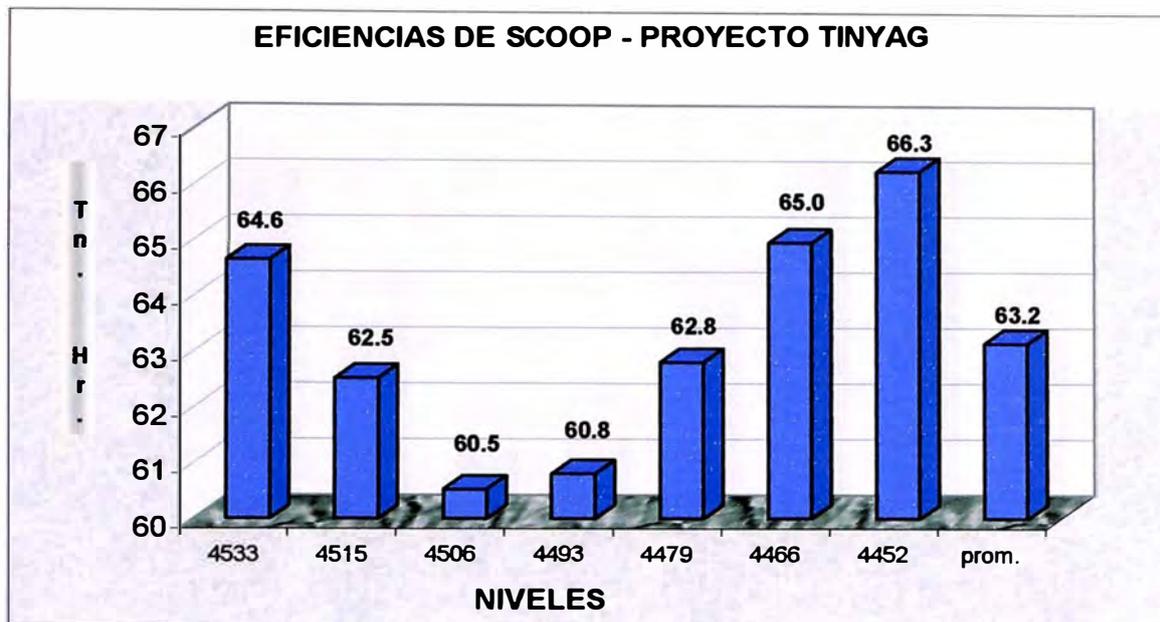
### Eficiencia por niveles

Desde los niveles 4533 se está proyectando la galería de forma en que pueda interceptar con la rampa y a través de la cual se realizara el carguío de mineral, las distancias consideradas se toma del recorrido promedio de todo el tajeo.

Se consideró los parámetros de limpieza y eficiencia de los equipos de 3.5 y 6 Yd3 respectivamente, para la limpieza de 333.33 Tn

### Scoop de 3.5 Yd3 a diferentes Niveles:

		DISTANCIAS DE LA LABORES TINYAG							
		4533	4515	4506	4493	4479	4466	4452	Prom.
Distancia (m.)		<b>136</b>	<b>143</b>	<b>150</b>	<b>149</b>	<b>142</b>	<b>135</b>	<b>131</b>	<b>141</b>
Ciclo (seg.)		<b>329</b>	<b>340</b>	<b>352</b>	<b>350</b>	<b>339</b>	<b>328</b>	<b>321</b>	<b>337</b>
Viajes hora		<b>10.9</b>	<b>10.6</b>	<b>10.2</b>	<b>10.3</b>	<b>10.6</b>	<b>11.0</b>	<b>11.2</b>	<b>10.7</b>
Viajes guardia		<b>77</b>	<b>74</b>	<b>72</b>	<b>72</b>	<b>74</b>	<b>77</b>	<b>78</b>	<b>75</b>
Tn. Hora eficiencia		<b>65</b>	<b>63</b>	<b>61</b>	<b>61</b>	<b>63</b>	<b>65</b>	<b>66</b>	<b>63</b>
Horas requeridas		<b>5</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>5</b>
Guardias requeridas		<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>1</b>



El costo de acarreo es proporcional a la distancia proyectada por niveles

**DISTANCIAS DE LA LABORES TINYAG**

Niveles	4533	4515	4506	4493	4479	4466	4452	prom.
Distancia (m.)	136	143	150	149	142	135	131	141
costo en \$	270	279	288	287	278	268	263	276

**Scoop de 6 Yd3 a diferentes Niveles:**

**DISTANCIAS DE LA LABORES TINYAG**

Niveles	4533	4515	4506	4493	4479	4466	4452	prom.
Distancia (m.)	136	143	150	149	142	135	131	141
Ciclo (seg.)	178	185	193	192	184	177	172	183
Viajes hora	20.2	19.4	18.7	18.8	19.5	20.4	20.9	19.7
Viajes guardia	142	136	131	131	137	143	146	138
Tn. Hora eficiencia	205	197	189	190	198	206	212	199
Horas requeridas	2	2	2	2	2	2	2	2



#### 6.4 Transporte de mineral

El transporte de mineral desde la Rampa Tinyag hacia la cancha de acumulación de mineral en chancado primario se realizará en su etapa inicial con camiones de gran tonelaje, lo que implica que el costo por tonelada transportado es variable de acuerdo a la distancia en la que se este minando.

Los parámetros de transporte con la que actualmente se están trabajando son:

- Volumen de carga : 8.5 m<sup>3</sup>
- Densidad del mineral Tinyag : 3.3 Tn. / m<sup>3</sup>.
- Toneladas transportadas por viaje : 23.8

##### 6.4.1 Costos de transporte

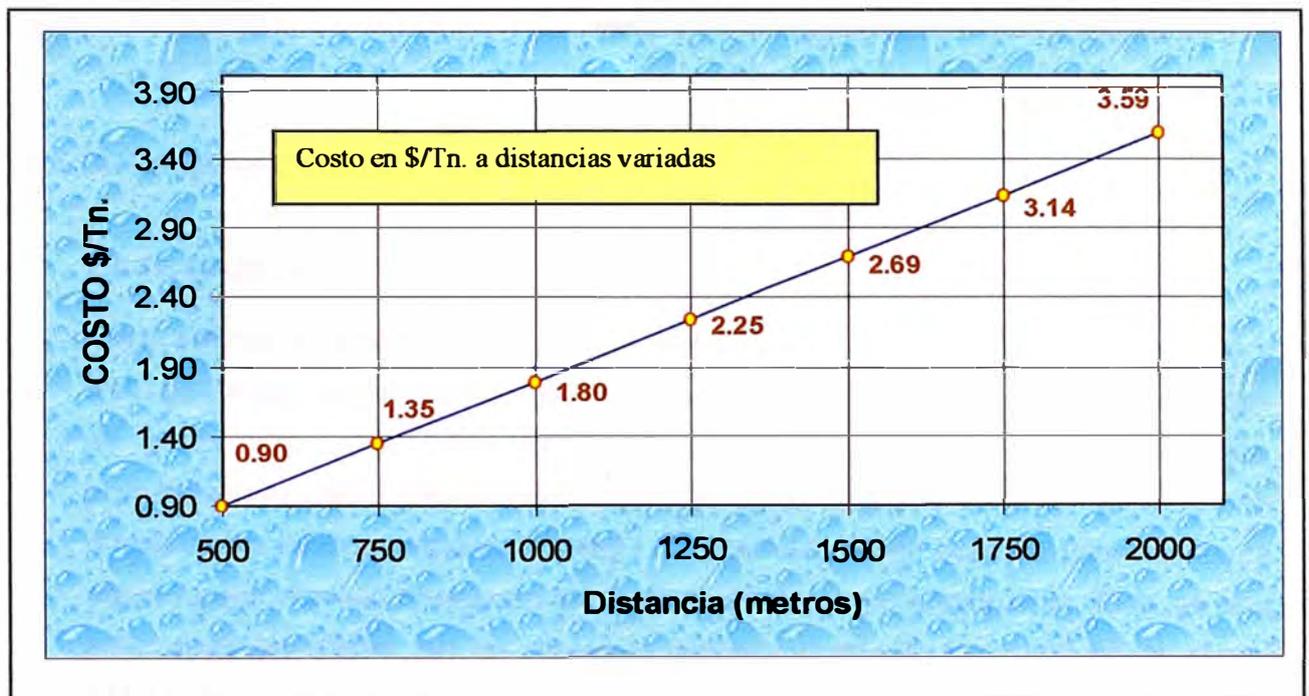
Actualmente se esta trasladando mineral de la mina chupa, siendo la distancia la misma el costo por Tonelada transportada seria 2.26 \$/Tn.

## GRAFICO DE LOS PARÁMETROS

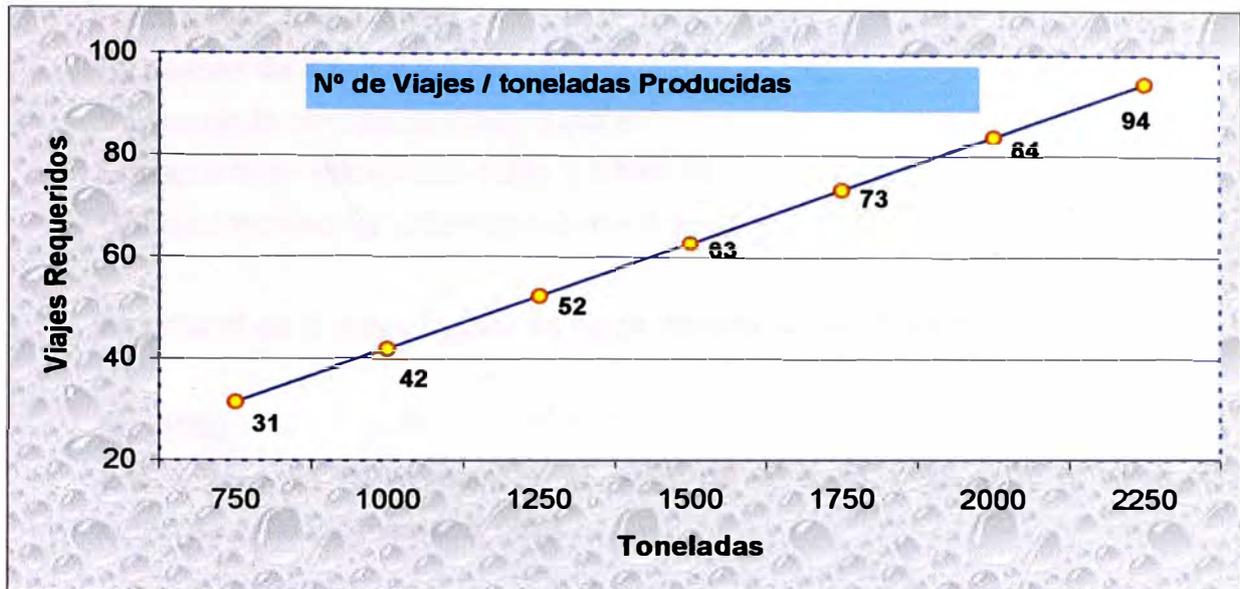
### DISTANCIAS EN METROS

	500	750	1000	1250	1500	1750	2000
COSTO \$ / Tn.	0.90	1.35	1.80	2.25	2.69	3.14	3.59
COSTO \$ / viaje	20.66	30.98	41.31	51.64	61.97	72.30	82.63

El costo del transporte de mineral es proporcionalmente directo a la Distancia, lo que significa que el costo para transportar 1,500 Tn. de mineral a 1,000 metros de distancia sería de \$ 2,694.30.



Tonelajes a transportar	750	1000	1250	1500	1750	2000	2250
viajes requeridos	31	42	52	63	73	84	94



## 6.5 DETERMINACION DEL SOSTENIMIENTO

### DATA BASICA

Para estimar el sostenimiento requerido en las principales labores asociadas a SLC de Tinyag, lo primero que se ha hecho es definir la calidad de la masa rocosa de estas labores, a partir de la información que se ha tenido disponible, proporcionada por el Departamento de Geología. En los Nvs. 4533 4515, se han tenido disponibles los valores de RMR (Bieniawski, 1989), determinados mediante mapeo geomecánico directo en las labores hasta ahora construidas. Esta es una información confiable. En los niveles inferiores, desde el Nv. 4506 hasta el Nv. 4452.5, lo valores de RMR fueron determinados mediante la zonificación efectuada con el programa DATAMINE, en base a la información tomada de los sondajes de las perforaciones diamantinas. En el caso de la Galería Principal Nv. 4580, se ha realizado un mapeo geomecánico en la masa rocosa en el frente de avance actual de esta labor, la cual se está empezando a construir.

Las labores principales en donde se está estimando aquí los requerimientos de sostenimiento y sus dimensiones son:

Rampa de 4.0 m x 4.0 m  
By passes de 3.5 m x 3.5 m  
Ventanas de carguío de 3.5 m x 3.5 m  
Drawpoints en mineral de 4.0 m x 3.5 m  
Galería Principal Nv. 4580 de 4.0 m x 4.0 m

La calidad de la masa rocosa en estas labores es como sigue:

**Nv. 4580**

Los valores de RMR están en el rango de 40 a 45, calificando la masa rocosa como de calidad Regular B (IIIB).

**Nv. 4533**

Los valores de RMR del by pass varían de 37 a 41, predominando los valores inferiores calificando a la masa rocosa como de calidad Mala A (IVA). Los valores superiores están en el límite inferior de rocas de calidad Regular B (IIIB).

Las ventanas de carguío, incluidas los drawpoints en mineral, tienen un valor promedio de RMR de 40, estando en el límite superior de rocas de calidad Mala A (IVA).

**Nv. 4515**

En el caso de by pass, los valores de RMR varían de 38 a 42, repartiéndose de manera proporcional y calificando a la masa rocosa como Mala A (IVA) a Regular B (IIIB).

En el caso de las ventanas de carguío y los drawpoints en mineral, el RMR promedio en el sector Norte es de 38, que corresponde a una masa rocosa de calidad Mala A (IVA). En el sector Norte, el RMR promedio es de 42, correspondiendo a una calida de masa rocosa Regular B (IIIB).

#### Nv. 4506.5

Respecto al by pass, los valores de RMR varían de 40 a 45, indicando que son rocas de calidad entre Mala A (IVA) y Regular B (IIIB), repartiéndose proporcionalmente, con ligera predominancia del primero respecto al segundo.

En el caso de las ventanas de carguío y de los drawpoints en mineral, en el sector Norte, el RMR es 40, correspondiendo a una masa rocosa de calidad Mala A (IVA). En el sector Sur, el RMR promedio es de 45, correspondiendo a una masa rocosa de calidad Regular B (IIIB).

Una situación similar ocurre en el tramo de rampa ubicado en este nivel. Los valores de RMR varían de 40 a 45.

#### Nv. 4493

En el caso del by pass ocurre algo similar al nivel anterior, pero con cierta predominancia de la masa rocosa de calidad Mala A (IVA).

Respecto a las ventanas de carguío y drawpoints en mineral, también ocurre algo similar al nivel anterior, pero en este caso, las rocas de calidad Mala A (IVA) ocurren en los extremos Norte y Sur, mientras que en el sector central ocurren las rocas de calidad Regular B (IIIB).

En el caso de la rampa, las características de calidad de la masa rocosa son similares a lo señalado para el nivel anterior.

#### Nv. 4479.5

Los valores de RMR en el by pass varían de 40 a 45, calificando a la masa rocosa como de calidad Mala A (IVA) a Regular B (IIIB), predominando ligeramente la segunda.

En el caso de las ventanas de carguío y drawpoints en mineral, los valores de RMR varían también de 40 a 45. En el sector Norte la calidad es Regular B (IIIB) con RMR 42. En el sector Central la calidad es Mala A (IVA) con RMR 40. En el sector Sur, la calidad de la masa rocosa es Regular B (IIIB) con RMR 45.

Para el caso de la rampa, las características de calidad son similares a los dos anteriores niveles citados.

#### Nv. 4466

Las características de calidad del by pass son similares al anterior nivel señalado, predominando también en este caso las masas rocosas de calidad Regular B (IIIB).

Las ventanas de carguío y los drawpoints en mineral, tienen valores de RMR entre 40 y 45, significando masas rocosas de calidad entre Mala A (IVA) y Regular B (IIIB). Las primeras comprenden a las rocas ubicadas en el sector Norte y las segundas a las rocas ubicadas en el sector Sur.

La rampa conserva sus características de calidad respecto a lo señalado para los anteriores niveles.

#### Nv. 4452.5

La masa rocosa del by pass tiene características de calidad similares a los anteriores niveles citados. Predominan las masas rocosas de calidad Regular B (IIIB).

En relación a las ventanas de carguío y drawpoints en mineral, en el sector Norte la masa rocosa es de calidad Mala A (IVA) y en el sector Sur de calidad Regular B (IIIB).

La rampa conserva sus características de calidad respecto a lo indicado para los niveles anteriores.

A manera de conclusión, la masa rocosa de la caja piso y del cuerpo mineralizado Tinyag, en toda el área donde se está proyectando la explotación por el método de minado SLC, tiene similares características de calidad. Por un lado están las masas rocosas de calidad en el rango superior de Mala A (IVA) y por otro lado, están las masas rocosas de calidad Regular B (IIIB). Muy puntualmente se podrán encontrar masas rocosas de calidad inferior a los señalados.

### 6.5.1 ESTIMACION DEL SOSTENIMIENTO

Para tener un primer estimado del sostenimiento de las labores mineras asociadas al SLC de Tinyag, se ha utilizado el criterio de las clasificaciones geomecánicas, en particular el criterio Sistema Q de Barton. (1974). Para aplicar este criterio se han adoptado los siguientes valores de ESR (Relación de Sostenimiento de la Excavación) y de DE (Dimensión Equivalente):

#### Valores de ESR:

Galería Principal y Rampa	1.6
By pass, ventanas y drawpoints	3.0

#### Valores de DE:

Galería Principal y Rampa	2.50
By pass y ventanas	1.17
Drawpoints	1.33

#### Equivalencias de RMR y Q:

RMR	Q	RMR	Q
37	0.46	42	0.80
38	0.51	45	1.12
40	0.64		

#### **Sostenimiento recomendado:**

### Galería Principal y Rampa:

- Para masas rocosas de calidad Mala A (IVA):

Pernos sistemáticos tipo barra helicoidal de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.0 m + shotcrete de 2 pulgadas de espesor, reforzado con malla metálica o fibras de acero.

- Para masas rocosas de calidad Regular B (IIIB):

Pernos sistemáticos tipo barra helicoidal de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.0 m. De ser necesario malla metálica o straps.

### By pass, ventanas y drawpoints:

- Para masas rocosas de calidad Mala A (IVA):

Pernos sistemáticos tipo barra helicoidal o split sets de 7 pies de longitud, espaciados de 1.0 m a 1.5 m + shotcrete simple de 2 pulgadas de espesor. De ser necesario utilizar malla metálica.

- Para masas rocosas de calidad Regular B (IIIB):

Pernos sistemáticos tipo barra helicoidal o split sets de 7 pies de longitud, espaciados de 1.0 m a 1.5 m. De ser necesario malla metálica o straps.

Alternativamente se puede utilizar una capa de shotcrete simple de 2 pulgadas de espesor.

En los tramos puntuales donde pudiera encontrarse masas rocosas de mala a muy mala calidad, es decir rocas tipo IVB a V, es recomendable utilizar cimbras tipo 6W20, espaciados de 1.0 m a 1.5 m.

Estos sostenimientos determinados concuerdan con los estándares de Mina Iscaycruz, por lo que ya no sería necesario mayores análisis del sostenimiento. La profundidad del minado por SLC de Tinyag estará alrededor de los 100 m, en esta profundidad no se esperan cambios

significativos en los niveles de los esfuerzos, sin embargo, será necesario vigilar desde el principio del minado, las posibles presiones que podría ejercer la inestabilidad de los taludes del Pit Tinyag por la subsidencia debido al avance del minado. Según los resultados de estas observaciones, y de ser necesario, se podrá rediseñar el sostenimiento, pero para el comienzo de la operación minera, los sostenimientos aquí estimados son los recomendables.

## 6.6 Servicios Mina

### 6.6.1 Sistema de ventilación Principal y auxiliar.

#### 6.6.1.1 CIRCUITO PRINCIPAL.

El circuito principal para la mina Tinyag consiste en:

<p><b>INGRESO</b>      <b>AIRE</b> <b>LIMPIO</b></p>	<p>1. <b>Bocamina 940</b> 2. <b>Bocamina Tinyag</b></p>
<p><b>SALIDA DE AIRE</b> <b>VICIADO</b></p>	<p>1. <b>Chimenea 640</b></p>

Por Bocamina 940 ingresara aire limpio que permitirá alimentar a la Chimenea 790 que inyectara aire a la zona de tajeos desde la parte norte de cada nivel.

La otra zona de inyección de aire limpio es la Bocamina Tinyag, el aire limpio ingresara por el Nv. 4566 para que después baje por la rampa negativa, en cada nivel de operación la ventana extractora de la Ch. 660 se regulara para que jale no solo del mismo nivel sino

de la misma rampa, ya que la Ch. 640 esta diseñada para captar aire viciado de varios puntos, solo se implementara reguladores que permitan realizar este trabajo simultáneamente.

El único punto de extracción de are viciado es la Ch. 640 que tiene como Crucero de extracción la 775 por superficie, aquí se instalara en un primer momento un ventilador de 120,000 cfm (VAV-60-26.5-1750-II) de 250 HP para la extracción de aire contaminado.

En base a la demanda de aire que tendrá la mina es necesario contar con un ventilador de estas características. En el Cuadro No 3 se muestra el cálculo del caudal requerido en la mina, así como la capacidad que el ventilador deberá aportar.

El sustento de las dimensiones de las chimeneas se demuestran según el cuadro No1 y No 2 que se muestra a continuación.

Para el minado se tendrán 3 niveles de explotación, por lo tanto en cada nivel habrá reguladores de área de 3.5m \* 3.5m como máximo, tanto para la chimenea de inyección como extracción.

Para la selección del diámetro de chimenea adecuada se han comparado caudales de ingreso y salida por cada una de ellas, así como la posibilidad de instalación de ventiladores, la mejor alternativa es tener una chimenea de extracción de 3.5 m\* 3.5 m de sección (Ch. 640) y la chimenea de inyección de aire limpio (Ch. 790) de 3m \* 3m pero al tener la limitante del tipo de roca en el cual se haría la Ch. 640, no haría posible la construcción de dicha chimenea con las dimensiones recomendadas.

La segunda alternativa es construir la Ch. 640 de 3m \* 3m y la Ch. 790 de 2.7m \* 2.7 m, esta sería la mejor alternativa por costos y caudal de extracción. Construir chimeneas de menor área implicaría una alza de energía, por lo que no sería recomendable.

El cuadro No 2 muestra que en la columna de Primera Lista de Calificaciones las mejores opciones son las que incluyen a la Ch. 640 con sección de 3.5m\*3.5m pero por tipo de roca se obviaron, en la columna de Segunda Lista de Calificaciones la mejor opción es la 1 donde la sección de Ch. 640 sería 3.0m\*3.0m y de la Ch. 790 3.0m\*3.0m pero por cuestiones de operación la chimenea solo puede dimensionar la sección hasta 2.7m\*2.7m por condiciones de la roca por lo que se elige la opción 2 donde la Chimenea 640 quedaría con sección de 3.0m\*3.0m y la Chimenea 790 con sección de 2.7m\*2.7m.

También se vio la posibilidad de instalar un ventilador de 60,0000 cfm (VAV-48-26.5-17550-I) de 100 HP en la cabeza de la Ch. 790, esta alternativa se convino con varias posibilidades de área de chimeneas, esta opción implicaría un aumento de energía, funcionaria siempre y cuando se tenga la Ch. 640 de área 3.5m\*3.5 m, lo cual hace difícil por las condiciones de la roca. Cuadro No 1.

También se muestra el cuadro No 2, donde se recopila la información de todas las corridas efectuadas para la evaluación de las dimensiones de las chimeneas. En este cuadro también se puede apreciar que el KPI ( $m^3/\text{seg.} / \text{Kw.-hora}$ ) donde se tenga mas caudal por energía consumida sería la alternativa mas recomendable, la opción mas adecuada, para nuestro caso en el Cuadro 2.1 será la alternativa 1 de la columna primera lista de

alternativas, pero por problemas de roca la opción mas adecuada que le sigue será la 1 de la columna segunda lista de alternativas.

Asimismo el cuadro No 1 muestra que manteniendo la Ch. 790 como constante el menor consumo de energía lo tiene la de sección de 3m\*3m seguida por la de 2.7m\*2.7m, manteniendo la Chimenea 640 como constante se tiene que conviene tener una chimenea de sección de 3.5m\*3.5m y después de 3.0m\*3.0m.

En el cuadro No 4 se aprecia la Ch. 640 con una sección de 3.0m\*3.0m y esta puede llegar a sacar 150 m<sup>3</sup>/seg. lo cual al entrar en funcionamiento estará por debajo de su rendimiento óptimo. En el Cuadro 4.1 la Ch. 790 puede llegar a inyectar 140 m<sup>3</sup>/seg.

En la Fig. 1 y Fig. 2 se muestra parte de las corridas efectuadas en el Vnet Pc 2000 y un esquema de cómo funcionaria el sistema de ventilación.

### **Conclusiones:**

De acuerdo a los cálculos y a la restricciones que se presentan en la ejecución de las chimeneas se presenta el resumen de opciones:

**DIMENSIONAMIENTO DE CHIMENEAS**  
**MINA TINYAG - 2006**

	<b>Chimenea 640 Extracción de Aire (m<sup>2</sup>)</b>	<b>Chimenea 790 Inyección de Aire (m<sup>2</sup>)</b>	
<b>Primera Opción</b>	3.5*3.5	3.0*3.0	<b>NO</b>
<b>Segunda Opción</b>	3.0*3.0	2.7*2.7	<b>SI</b>

- A. Se requiere tener para la Chimenea 640 una sección de 3.0m\*3.0m
- B. Para la Chimenea 790 una sección de 2.7m\*2.7m.
- C. Se requerirá de 01 Ventilador de 120,000 cfm de 250 HP para la primera etapa de la mina, para después añadir 01 ventilador más de las mismas características.
- D. En cada nivel de producción se deberá tener un ventilador de 32,000 cfm para inyectar aire limpio que lo obtendrá de la ventana de la Ch. 790.
- E. La Chimenea 790 inyectara aire limpio en forma natural, el cual mediante los reguladores ubicados en las ventanas de la Ch. 790 se inyectara aire a la zona de tajeos.
- F. Se requerirán reguladores en la Ch. 660, para controlar el aire viciado que se extraiga tanto de los tajeos como de la rampa.

# UNIFILAR TINYAG

2006

Vnet Pc 2000

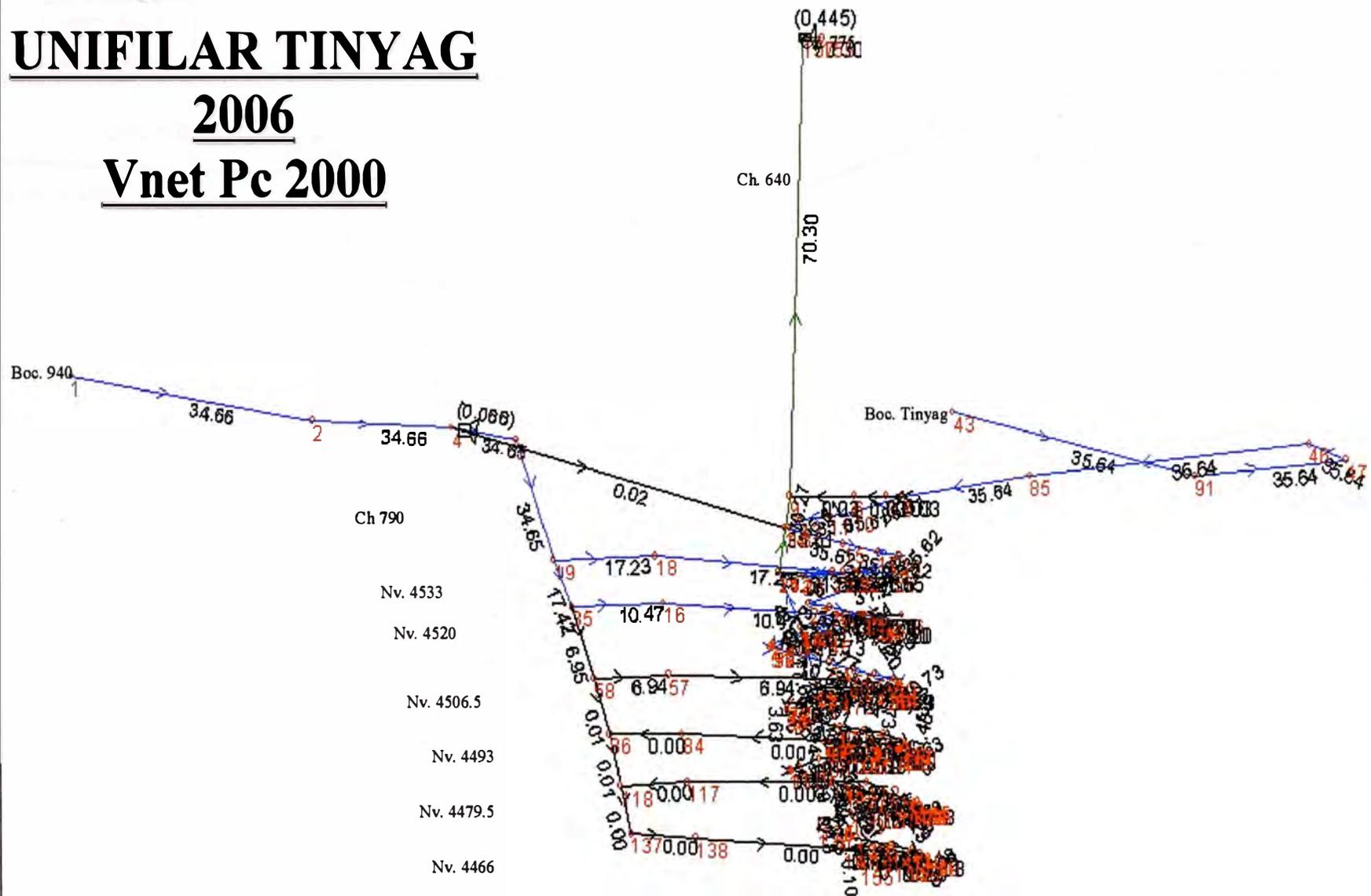


FIG. No 1

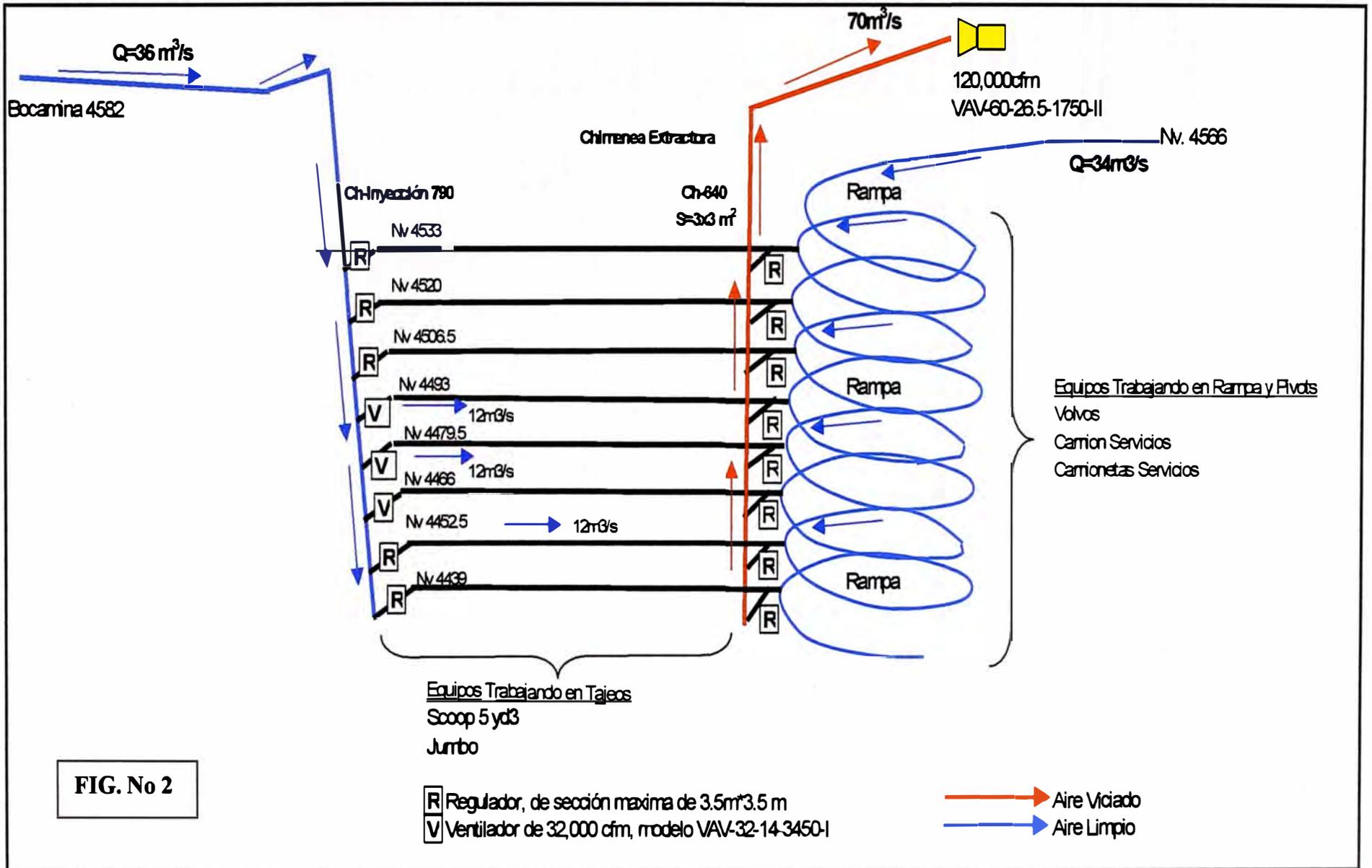


FIG. No 2

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES  
 UNIDAD MINERA ISCAYCruz  
 DPTO. DE INGENIERIA  
 AREA VENTILACION MINA

EVALUACION DEL DIAMETRO ADECUADO  
 PARA LAS CHIMENEAS PRINCIPALES DE INYECCION Y EXTRACCION  
 MINA TINYAG 2006

Opción	Inyección Aire Limpio			Extracción Aire Contaminado			Consumo Total Energía KW	Para Elegir Sección Chimenea Inyectora	
	Sección Ch. 790 m <sup>2</sup>	Caudal Ingreso Ch. 790 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energía Ventilador Ch. 790 KW	Sección Ch. 640 m <sup>2</sup>	Caudal Salida Ch. 640 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energía Ventilador Ch. 640 KW		Consumo Total Energía KW	Consumo Total Energía KW
1	2.0*2.0	31.370	1.09	3.5*3.5	71.46	13.260	14.350	69.925	3
2	2.0*2.0	31.270	1.11	3.0*3.0	70.94	21.460	22.570		
3	2.0*2.0	31.110	1.145	2.7*2.7	70.265	31.860	33.005		
4	2.7*2.7	36.175	0.175	3.5*3.5	71.535	16.990	16.765	68.265	2
5	2.7*2.7	36.015	0.14	3.0*3.0	71.01	20.380	20.520		
6	2.7*2.7	35.760	0.105	2.7*2.7	70.33	30.875	30.980		
7	3.0*3.0	36.185	0.335	3.5*3.5	71.535	12.090	12.425	63.795	1
8	3.0*3.0	37.090	0.3	3.0*3.0	71.02	20.170	20.470		
9	3.0*3.0	36.830	0.265	2.7*2.7	70.34	30.635	30.900		

Opción	Inyección Aire Limpio			Extracción Aire Contaminado			Consumo Total Energía KW	Para Elegir Sección Chimenea Extractora	
	Sección Ch. 790 m <sup>2</sup>	Caudal Ingreso Ch. 790 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energía Ventilador Ch. 790 KW	Sección Ch. 640 m <sup>2</sup>	Caudal Salida Ch. 640 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energía Ventilador Ch. 640 KW		Consumo Total Energía KW	Consumo Total Energía KW
1	2.0*2.0	31.370	1.09	3.5*3.5	71.46	13.260	14.350	43.540	1
4	2.7*2.7	36.175	0.175	3.5*3.5	71.535	16.990	16.765		
7	3.0*3.0	36.185	0.335	3.5*3.5	71.535	12.090	12.425		
2	2.0*2.0	31.270	1.11	3.0*3.0	70.94	21.460	22.570	63.560	2
5	2.7*2.7	36.015	0.14	3.0*3.0	71.01	20.380	20.520		
8	3.0*3.0	37.090	0.3	3.0*3.0	71.02	20.170	20.470		
3	2.0*2.0	31.110	1.145	2.7*2.7	70.265	31.860	33.005	94.885	3
6	2.7*2.7	35.760	0.105	2.7*2.7	70.33	30.875	30.980		
9	3.0*3.0	36.830	0.265	2.7*2.7	70.34	30.635	30.900		

CUADRO No 1

**Diametros v Caudales para la Mina Tinvaq Subterranea 2006**  
**Cuadro Resumen de Simulaciones en el Vnet Pc 2000**

Número Corrida	Sección Ch. 790 m <sup>2</sup>	Ventilador Cabeza Ch. 790	Caudal Ingreso Ch. 790 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energía Ventilador Ch. 790 KW	Sección Ch. 640 m <sup>2</sup>	Ventilador Cabeza Ch. 640	Consumo de Energía Ventilador Ch. 640 KW	Caudal Salida Ch. 640 m <sup>3</sup> /seg	Caudal Ingreso Boc. 940 m <sup>3</sup> /seg	Caudal Ingreso Boc. Tinvaq m <sup>3</sup> /seg	Ventiladores Auxiliares Ventanas Ch. 790	Caudal Promedio Salida ventana Ch. 790 m <sup>3</sup> /seg	Caudal Total m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energía Total KW	KPI (m <sup>3</sup> /seg) / (Kw)	VAN
1	2.0*2.0	x	27.88	0	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	22.19	70.89	27.91	42.96	X	9.29	70.89	22.19	3.19	(356,152.61)
2	2.7*2.7	x	36.79	0	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	20.24	71.02	36.8	34.22	X	12.25	71.02	20.24	3.51	(368,925.35)
3	3.0*3.0	x	38.87	0	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	19.82	71.04	38.88	32.16	X	12.95	71.04	19.82	3.58	(395,641.50)
4	2.0*2.0	x	28.06	0	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	13.86	71.42	28.08	43.34	X	9.35	71.42	13.86	5.15	(380,192.98)
5	2.7*2.7	x	37.10	0	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	11.74	71.56	37.11	34.44	X	12.36	71.56	11.74	6.10	(392,649.93)
6	3.0*3.0	x	37.05	0	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	11.6	71.6	37.04	34.49	X	12.34	71.6	11.6	6.17	(419,865.54)
7	2.0*2.0	x	27.54	0	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	32.44	70.23	27.54	42.66	X	9.18	70.23	32.44	2.16	(342,440.56)
8	2.7*2.7	x	36.3	0	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	30.6	70.35	36.31	34.04	X	12.11	70.35	30.60	2.30	(355,417.38)
9	3.0*3.0	x	38.37	0	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	30.19	70.37	38.38	31.99	X	12.8	70.37	30.19	2.33	(362,152.08)
10	2.0*2.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	34.66	2.22	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	20.73	70.99	34.68	36.3	X	11.55	70.99	22.95	3.09	(357,562.56)
11	2.7*2.7	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.24	0.28	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	20.52	71	35.25	35.75	X	11.74	71.00	20.80	3.41	(369,964.26)
12	3.0*3.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.31	0.6	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	20.52	71	35.32	35.68	X	11.75	71.00	21.12	3.36	(398,053.25)
13	2.0*2.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	34.68	2.18	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	12.66	71.5	34.19	36.8	X	11.56	71.50	14.84	4.82	(382,010.67)
14	2.7*2.7	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.25	0.35	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	12.44	71.51	35.26	36.25	X	11.75	71.51	12.79	5.59	(394,597.85)
15	3.0*3.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.32	0.67	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	12.44	71.51	35.34	36.18	X	11.8	71.51	13.11	5.45	(422,666.88)
16	2.0*2.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	34.65	2.29	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	31.28	70.3	34.66	35.64	X	11.55	70.30	33.57	2.09	(344,536.95)
17	2.7*2.7	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.22	0.21	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	31.15	70.31	35.23	35.08	X	11.74	70.31	31.36	2.24	(356,827.33)
18	3.0*3.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.29	0.53	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	31.08	70.31	35.31	35.08	X	11.76	70.31	31.61	2.22	(364,766.46)

**CUADRO No 2.0**

Data basada en el programa Vnet Pc 2000

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES  
 UNIDAD MINERA ISCAYCRUZ  
 DPTO. DE INGENIERIA  
 AREA VENTLACION MINA

**Compracion de KPI y VAN**

Número Corrida	Sección Ch. 790 m <sup>2</sup>	Ventilador Cabeza Ch. 790	Caudal Ingreso Ch. 790 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energia Ventilador Ch. 790 KW	Sección Ch. 640 m <sup>2</sup>	Ventilador Cabeza Ch. 640	KPI (m <sup>3</sup> /seg) / (Kw)	VAN	KPI / VAN	Lista Opciones
1	2.0*2.0	x	27.88	0	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	3.194682289	-356152.615	8.97	10
2	2.7*2.7	x	36.79	0	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	3.508893281	-368925.348	9.51	7
3	3.0*3.0	x	38.87	0	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	3.584258325	-395641.496	9.06	9
4	2.0*2.0	x	28.06	0	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	5.152958153	-380192.583	13.55	4
5	2.7*2.7	x	37.10	0	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	6.095400341	-392649.934	15.52	1
6	3.0*3.0	x	37.05	0	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	6.172413793	-419885.536	14.70	2
7	2.0*2.0	x	27.54	0	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	2.164919852	-342440.58	6.32	16
8	2.7*2.7	x	36.3	0	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	2.299019608	-355417.384	6.47	14
9	3.0*3.0	x	38.37	0	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	2.330904273	-382152.085	6.10	17
	Sección Ch. 790 m <sup>2</sup>	Ventilador Cabeza Ch. 790	Caudal Ingreso Ch. 790 m <sup>3</sup> /seg	Consumo de Energia Ventilador Ch. 790 KW	Sección Ch. 640 m <sup>2</sup>	Ventilador Cabeza Ch. 640	KPI (m <sup>3</sup> /seg) / (Kw)	VAN	KPI / VAN	Lista Alternativa
10	2.0*2.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	34.66	2.22	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	3.093246187	-357562.56	8.65	11
11	2.7*2.7	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.24	0.28	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	3.413461538	-369964.255	9.23	8
12	3.0*3.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.31	0.6	3.0*3.0	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	3.361742424	-398053.246	8.45	
13	2.0*2.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	34.68	2.18	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	4.818059299	-382010.671	12.61	6
14	2.7*2.7	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.25	0.35	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	5.591086787	-394597.885	14.17	3
15	3.0*3.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.32	0.67	3.5*3.5	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	5.454614798	-422686.876	12.90	5
16	2.0*2.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	34.65	2.29	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	2.094131665	-344536.947	6.08	18
17	2.7*2.7	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.22	0.21	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	2.242028061	-356827.33	6.28	16
18	3.0*3.0	VAV-48-26.5-1750-I (60,000 cfm)	35.29	0.53	2.7*2.7	VAV-60-26.5-1750-II (120,000 cfm)	2.224296109	-384786.457	5.78	13

Estas opciones son las mejores en eficiencia del sistema, pero al tener problemas del tipo de roca se eliminan ya que no puede llegar a tener la Ch. 640 una sección de 3.5m\*3.5m.

Estas Opciones se eliminan ya que la Ch. 640 para llegar a trabajar con 02 ventiladores de 120,000 cfm sus sección debe ser mayor a 2.7m\*2.7m, ya que la demanda futura llegara a los 120 m<sup>3</sup>/seg

Estas opciones se descombinan por tener la relación de (KPI/VAN) menores a la opción 7.

La mejor opción de todas las corridas combinadas es la OPCIÓN 7.

**NOTA:**

La relación ( KPI / VAN ) nos indica el cociente en tener mayor eficiencia del uso de caudal y energia con relación a las inversiones que se realizan por cada diametro propuesto.

**CUADRO No 2.1**

# CÁLCULO DE DIÁMETRO ÓPTIMO PARA CHIMENEA DE VENTILACIÓN 640

CUADRO No 4

## 1. Resistencia aerodinámica de la chimenea $R = K \frac{S}{A^3} \rho * L$

Donde : K es el factor de fricción de la chimenea = 0.004 en  $Ns^2/m^8$   
 S es el perímetro de la chimenea =  $\pi D$  en m  
 A es la sección transversal de la chimenea =  $\pi D^2/4$  en  $m^2$   
 L es la longitud de la chimenea (en m)  
 $\rho$  es la densidad del aire en la mina = 0.71  $kg/m^3$

Para una chimenea de sección transversal circular y longitud L :  $R = \frac{0.015}{D^5} * L$  (en  $Ns^2/m$ )

## 2. Caída de presión en la chimenea

$$\Delta p = R * Q^2$$

Donde : R es la resistencia aerodinámica de la chimenea =  $\frac{0.015}{D^5} * L$  (en  $Ns^2/m^8$ )  
 Q es el caudal de aire que circula a través de ella (en  $m^3/s$ )

Es decir:  $\Delta p = \frac{0.015}{D^5} * Q^2$  (en Pa)

## 3. Potencia consumida en hacer circular el aire a través de la chimenea

$$Pot = \frac{\Delta p * Q}{\eta}$$
 en Watts

Donde :  $\Delta p$  es la caída de presión a través de la chimenea (en Pa)  
 Q es el caudal de aire que circula a través de ella (en  $m^3/s$ )  
 $\eta$  es la eficiencia mecánica del ventilador 70%

## 4. Costo Operativo de la Chimenea de Ventilación

$$C_{op} = C_{en} * Pot = C_{en} * 0.7 * \Delta p * Q$$

Donde :  $C_{en}$  es el costo de la energía eléctrica (en US\$ / Watt-año)

Por lo tanto  $C_{op} = 0.0107 \frac{Q^3}{D^5} * L * C_{en}$

## 5. Costo de Capital de la Chimenea de Ventilación

$$C_{cap} = C_{exc} * C_{rec} * V$$

Donde :  $C_{exc}$  es el costo de excavación de la chimenea en US\$ /  $m^3$   
 $C_{rec}$  el factor de recuperación anual de la inversión (Factor de repago mediante amortizaciones anuales iguales)  
 V es el volumen de excavación de la chimenea =  $\frac{\pi D^2}{4} * L$

Donde : D es el diámetro de la chimenea (en m)  
 L es la longitud de la chimenea (en m)

Por lo tanto:  $C_{cap} = 0.785 * D^2 * L * C_{exc} * C_{rec}$

## 6. Costo Total de la Chimenea de Ventilación

$$C_{Tot} = C_{cap} + C_{op}$$

Reemplazando:  $C_{Tot} = 0.785 * D^2 * L * C_{exc} * C_{rec} + 0.0107 \frac{Q^3}{D^5} * C_{en} * L$

## 7. Cálculo del Diámetro Óptimo de la Chimenea de Ventilación

El diámetro óptimo de la chimenea de ventilación será aquél para el cual el costo total es mínimo, es decir, derivando la ecuación del costo total con respecto al diámetro e igualando a cero, se obtendrá el diámetro que representa el menor costo total.

$$\frac{\delta C_{Tot}}{\delta D} = 2 * 0.785 * C_{exc} * C_{rec} * D * L - 5 * 0.0107 * C_{en} * Q^3 * L * D^{-6}$$

$$= 1.570 * C_{exc} * C_{rec} * D * L - 0.054 * C_{en} * Q^3 * L * D^{-6}$$

$$1.570 * C_{exc} * C_{rec} * D * L = 0.054 * C_{en} * Q^3 * L * D^{-6}$$

$$D^7 = 0.034 \frac{C_{en} * Q^3}{C_{exc} * C_{rec}}$$

Costo de Excavación :  $C_{exc} = 100.83$  US\$ /  $m^3$  (asumiendo US\$ 907 / m de avance en sección cuadrada de 3m\*3m) incluye costos de sostenimiento, insumos y transporte.

Costo de Energía :  $C_{en} = 0.054$  US\$ / kW - h  
 = 0.473 US\$ / W - año

Costo de Recuperación de la Inversión :  $C_{rec} = 0.163$  Plazo de amortización: 10 años  
 Interés anual del capital: 10% anual

Asumiendo un 3% adicional de seguros + mantenimiento, el costo total sería :

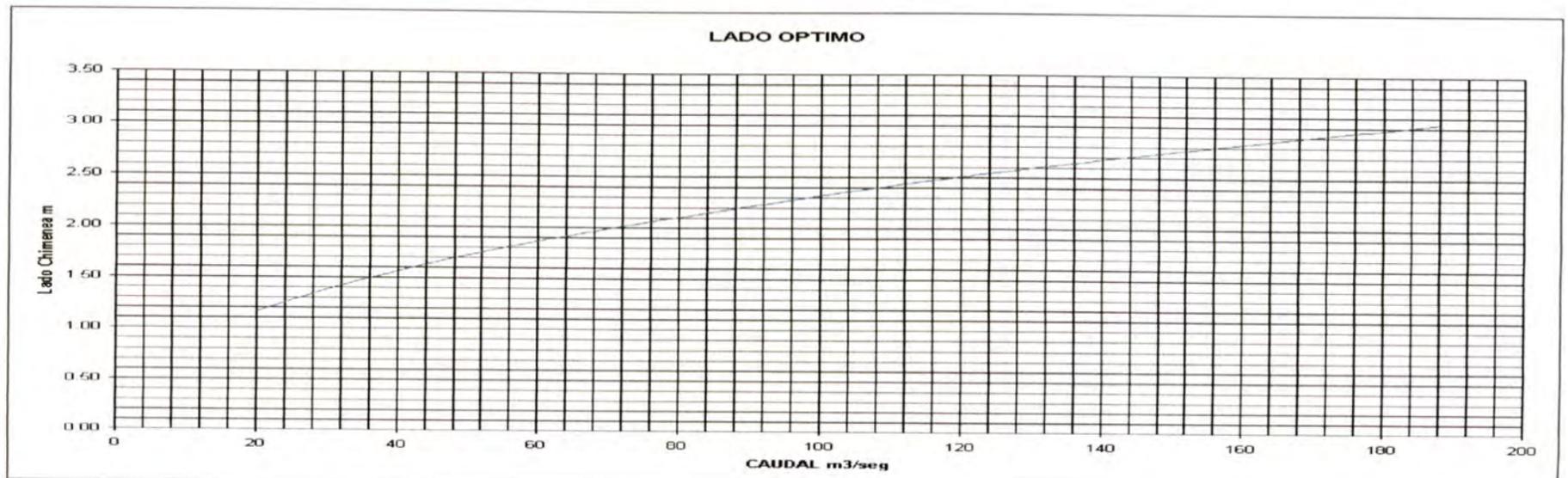
Costo Total de Recuperación de la Inversión :  $C_{rec} = 0.16275 + 0.03 = 0.1927$

Por lo tanto:  $D^7 = 0.034 \frac{0.473}{19.435} Q^3$

$$D^7 = 0.000837 * Q^3$$

$$D_{optimo} = 0.3634 * Q^{3/7}$$

$$L_{optimo} = 0.88623 * D_{optimo}$$



**CÁLCULO DE DIÁMETRO ÓPTIMO PARA CHIMENEA DE VENTILACIÓN 790**

**CUADRO No 4.1**

**1. Resistencia aerodinámica de la chimenea**  $R = K \frac{S}{A^3} \frac{\rho}{1.2} * L$

Donde : K es el factor de fricción de la chimenea = 0.004 en  $Ns^2/m^6$   
 S es el perímetro de la chimenea =  $\pi D$  en m  
 A es la sección transversal de la chimenea =  $\pi D^2/4$  en  $m^2$   
 L es la longitud de la chimenea (en m)  
 $\rho$  es la densidad del aire en la mina = 0.71  $kg/m^3$

Para una chimenea de sección transversal circular y longitud L :  $R = \frac{0.015}{D^5} * L$  (en  $Ns^2/m$ )

**2. Caída de presión en la chimenea**  $\Delta p = R * Q^2$

Donde : R es la resistencia aerodinámica de la chimenea =  $\frac{0.015}{D^5} * L$  (en  $Ns^2/m^6$ )  
 Q es el caudal de aire que circula a través de ella (en  $m^3/s$ )

Es decir:  $\Delta p = \frac{0.015}{D^5} * Q^2$  (en Pa)

**3. Potencia consumida en hacer circular el aire a través de la chimenea**

$Pot = \frac{\Delta p * Q}{\eta}$  en Watts

Donde :  $\Delta p$  es la caída de presión a través de la chimenea (en Pa)  
 Q es el caudal de aire que circula a través de ella (en  $m^3/s$ )  
 $\eta$  es la eficiencia mecánica del ventilador 70%

**4. Costo Operativo de la Chimenea de Ventilación**  $C_{op} = C_{en} * Pot = C_{en} * 0.7 * \Delta p * Q$

Donde :  $C_{en}$  es el costo de la energía eléctrica (en US\$ / Watt-año)

Por lo tanto :  $C_{op} = 0.0107 \frac{Q^3}{D^5} * L * C_{en}$

**5. Costo de Capital de la Chimenea de Ventilación**  $C_{cap} = C_{exc} * C_{rec} * V$

Donde :  $C_{exc}$  es el costo de excavación de la chimenea en US\$ /  $m^3$   
 $C_{rec}$  el factor de recuperación anual de la inversión (Factor de repago mediante amortizaciones anuales iguales).  
 V es el volumen de excavación de la chimenea =  $\frac{\pi D^2}{4} * L$

Donde : D es el diámetro de la chimenea (en m)  
 L es la longitud de la chimenea (en m)

Por lo tanto:  $C_{cap} = 0.785 * D^2 * L * C_{exc} * C_{rec}$

**6. Costo Total de la Chimenea de Ventilación**  $C_{Tot} = C_{cap} + C_{op}$

Reemplazando :  $C_{Tot} = 0.785 * D^2 * L * C_{exc} * C_{rec} + 0.0107 \frac{Q^3}{D^5} * C_{en} * L$

**7. Cálculo del Diámetro Óptimo de la Chimenea de Ventilación**

El diámetro óptimo de la chimenea de ventilación será aquél para el cual el costo total es mínimo, es decir, derivando la ecuación del costo total con respecto al diámetro e igualando a cero, se obtendrá el diámetro que representa el menor costo total:

$$\frac{\delta C_{Tot}}{\delta D} = 2 * 0.785 * C_{exc} * C_{rec} * D * L - 5 * 0.0107 * C_{en} * Q^3 * L * D^{-6}$$

$$= 1.570 * C_{exc} * C_{rec} * D * L - 0.054 * C_{en} * Q^3 * L * D^{-6} = 0$$

$$1.570 * C_{exc} * C_{rec} * D * L = 0.054 * C_{en} * Q^3 * L * D^{-6}$$

$D^7 = 0.034 \frac{C_{en} * Q^3}{C_{exc} * C_{rec}}$

Costo de Excavación :  $C_{exc} = 87.16$  US\$ /  $m^3$  (asumiendo US\$ 635 / m de avance en sección cuadrada de 2.7m\*2.7m) incluye costos de sostenimiento, insumos y transporte.

Costo de Energía :  $C_{en} = 0.054$  US\$ / kW-h  
 = 0.473 US\$ / W-año

Costo de Recuperación de la Inversión :  $C_{rec} = 0.163$  Plazo de amortización: 10 años  
 Interés anual del capital: 10% anual

Asumiendo un 3% adicional de seguros + mantenimiento, el costo total sería :

Costo Total de Recuperación de la Inversión :  $C_{rec} = 0.16275 + 0.03 = 0.1927$

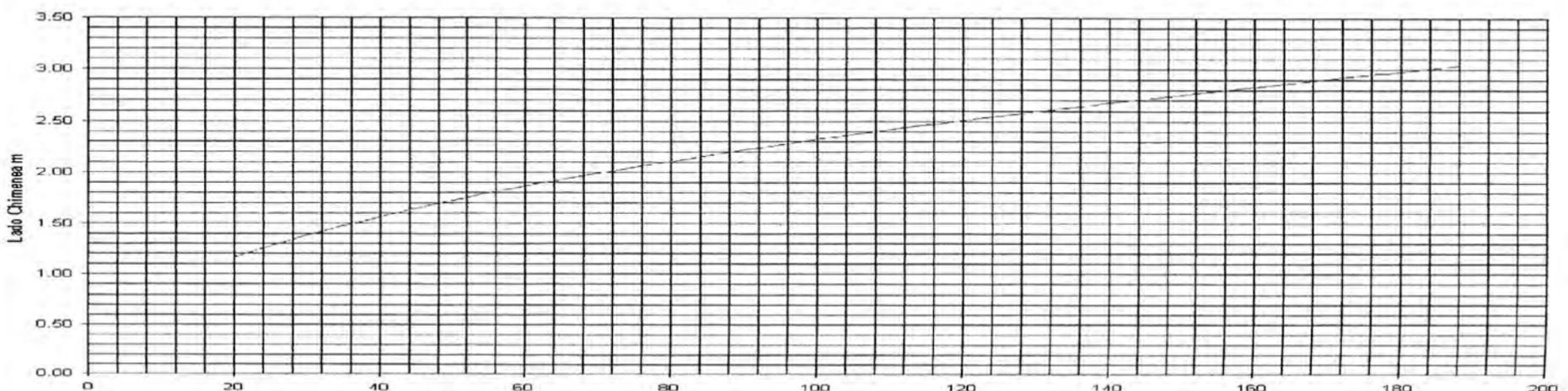
Por lo tanto:  $D^7 = 0.034 \frac{0.473}{16.800} Q^3$

$D^7 = 0.000968 * Q^3$

$D_{optimo} = 0.3711 * Q^{3/7}$

$L_{optimo} = 0.89623 * D_{optimo}$

**LADO OPTIMO**



**CALCULO DE CAUDAL NECESARIO PARA LA  
 VENTILACION DE LA MINA TINYAG**

**CUADRO No 3**

**1.0 REFERENTE AL PERSONAL Y ALTURA (Q1) .-**

Por cada persona se consumira 0.05 m<sup>3</sup>/seg.

Departamento	Número de Trabajadores	m <sup>3</sup> /seg
Mina	5	0.25
Ingeniería-Geob.	2	0.10
Mecánicos	2	0.1
Visitas	2	0.1

<b>Total</b>	<b>11</b>	<b>1</b>	<b>m<sup>3</sup>/seg</b>
--------------	-----------	----------	--------------------------

<b>Por Altura 100%</b>	<b>1</b>	<b>m<sup>3</sup>/seg</b>	<b>Q1</b>
	<b>2,331</b>	<b>cfm</b>	

**2.0 REFERENTE AL CARGUO Y TRANSPORTE (Q2) .-**

Ubicación	Equipo	HP	Cant.	cfm (106 cfm / HP)	F.S.	Nuevo cfm	m <sup>3</sup> /seg
Tinyag	Scoop Tram LHD Tamrock EJC-130 D-5Ton	250	1	26,500	0.84	22,128	10
Tinyag	Scoop Tram LHD Tamrock EJC 3.5 yd <sup>3</sup>	186	1	19,716	0.77	15,181	7
Tinyag	Camión Volvo Ctt.	410	3	130,380	0.78	101,696	48
Tinyag	Jumbo Ctt.	68	2	14,416	0.34	4,901	2
Tinyag	Camión Servicios	120	1	12,720	0.75	9,540	5
Tinyag	Camionetas Servicios	60	2	12,720	0.82	10,430	5

<b>Total</b>	<b>77</b>
--------------	-----------

<b>Total</b>	<b>77</b>	<b>m<sup>3</sup>/seg</b>	<b>Q2</b>
<b>Total</b>	<b>163,877</b>	<b>cfm</b>	

**3.0 REFERENTE A LA DILUCION DE GASES DE DISPARO (Q3) .-**

Labores	Sección	Area m <sup>2</sup>
Galerías	3.5m*3.5	12.3
Chimeneas	3.0m*3.0m	9.0
Rampa	4m*4m	16.0
<b>Promedio de Area</b>		<b>12.4</b>

Nº de Niveles de Operación

N = 3

Velocidad Mínima el Aire (m/seg):

V = 0.4

Para Dilución de Contaminantes se Requiere:

$$Q3 = A \times V \times N$$

$$Q3 = 11.8 \text{ m}^2 \times 0.40 \text{ m/seg} \times 3$$

$$Q3 = 15$$

<b>Total</b>	<b>15</b>	<b>m<sup>3</sup>/seg</b>	<b>Q3</b>
<b>Total</b>	<b>31,568</b>	<b>cfm</b>	

**4.0 TOTAL DE AIRE REQUERIDO PARA LA VENTILACION .-**

$$Q1 = 1 \text{ m}^3/\text{seg}$$

$$Q2 = 77 \text{ m}^3/\text{seg}$$

$$Q3 = 15 \text{ m}^3/\text{seg}$$

$$Qt' = Q1 + Q2 + Q3$$

$$Qt' = 93 \text{ m}^3/\text{seg}$$

**Nota.-**

Por recirculamiento y perdidas de aire se considera un 15 % mas, entonces:

$$QT = 107 \text{ m}^3/\text{seg} = QT = 227,442 \text{ cfm}$$

**EMPRESA MINERA LOS  
 QUENUALES  
 UNIDAD MINERA  
 ISCAYCRUZ  
 DPTO. DE INGENIERIA  
 AREA VENTILACION MINA**

**INVERSIONES DE LAS  
 DIFERENTES SECCIONES**

	<b>LABOR</b>	<b>SECCION m<sup>2</sup></b>	<b>TOTAL US\$</b>
CHIMENEA ALIMAK 640	<b>CHA640</b>	<b>3x3</b>	<b>114,347.90</b>
	<b>CHA640</b>	<b>3.5x3.5</b>	<b>132,383.63</b>
	<b>CHA640</b>	<b>2.7x2.7</b>	<b>106,957.77</b>
CHIMENEA CONVENCIONAL 790	<b>CHC790</b>	<b>2x2</b>	<b>83,369.35</b>
	<b>CHC790</b>	<b>2.7x2.7</b>	<b>99,759.71</b>
	<b>CHC790</b>	<b>3x3</b>	<b>127,255.04</b>
CHIMENEA CONVENCIONAL 660	<b>CHC660</b>	<b>3x3</b>	<b>117,268.66</b>
	<b>CHC660</b>	<b>3.5x3.5</b>	<b>138,726.64</b>
	<b>CHC660</b>	<b>2.7x2.7</b>	<b>91,931.03</b>







### 6.6.1.2 CIRCUITO AUXILIAR.-

En cada nivel de operación habrá una ventana extractora de aire sucio (Ch. 660), por cada nivel habrá un flujo constante de 12 m<sup>3</sup>/seg. que provendrá de la Ch. 790 para el trabajo de un equipo de 5 yd<sup>3</sup>, cada nivel también estará equipado con un ventilador de 32,000 cfm de 75 HP para alimentar de aire fresco al equipo antes mencionado.

Cuando se usan mangas de 24" o 30" de diámetro la resistencia esta en el orden de  $24 \text{ Ns}^2/\text{m}^8$ , ya que las secciones no son uniformes ya sea por excavación o por defomación de la roca y las distancias son de 140 m en promedio, en cambio en Tinyag la ventilación auxiliar tiene menor resistencia, con las corridas efectuadas el ventilador propuesto puede cubrir la demanda de 12 m<sup>3</sup>/seg., el sistema es de tres draw-point, para la limpieza se estrangularía las otras dos salidas, según el cuadro resumen figuran corridas para las diferentes tipos de mangas, se descarta las mangas de 24", ya que ofrece mucha resistencia y consumo de energía (11 Kw.) y brinda un caudal menor que el necesario, la sección recomendada es de 3.5m x 3.5m.

Al aumentar el diámetro de la manga baja la resistencia del circuito auxiliar, así como el consumo de energía. Se ha probado la manga gemela de 32" no presentando problemas operativamente de rotura de mangas ya que tiene una altura  $Y=24"$ , también conviene la manga gemelas de 36" pues tiene altura  $Y=27"$  y el menor consumo de energía (10 Kw.-12m<sup>3</sup>/seg.), la diferencia entre las dos es de 32 KW, con costo anual de 5,967 \$/año menos tendríamos que compararlo con los costos unitarios de ambas mangas.

Según el Cuadro No 5.

En las figuras que se muestran a continuación se observan como trabajaría el sistema auxiliar y las dimensiones d las mangas con relación a la sección de la labor, el espacio libre y la comparación.

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES  
UNIDAD MINERA ISCAYCRUZ  
DPTO. DE INGENIERIA  
AREA VENTILACION MINA

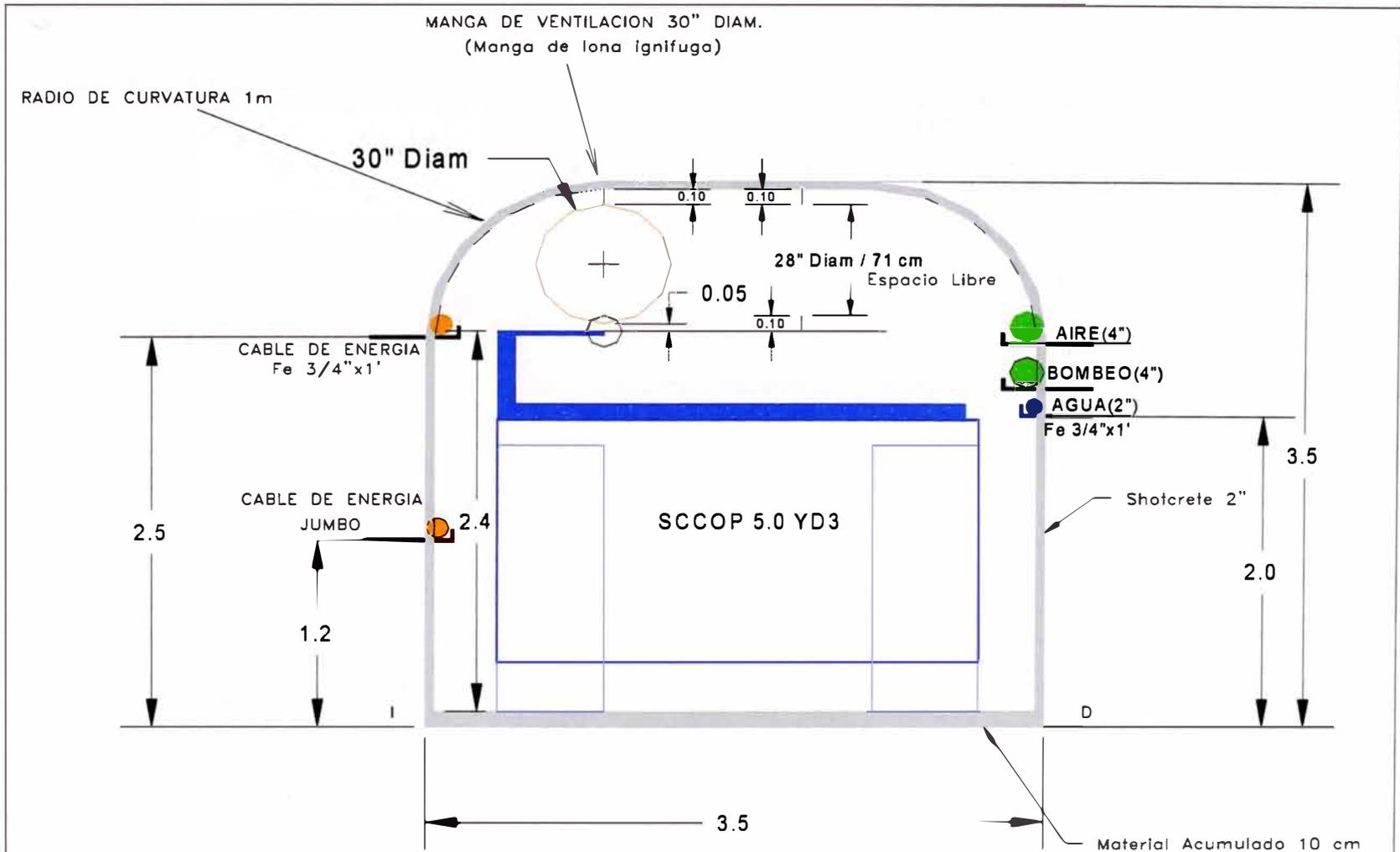
**VENTILACION AUXILIAR TINYAG - RESUMEN**

**CUADRO No 5**

Diámetro Manga Pulg.	Resistencia $Ns^2/m^8$	Estrangulando Manga derivando a un solo frente		Sin Estrangular Manga a los tres frentes a la vez	
		Energía Kw.	Caudal (promedio) m3/seg.	Energía Kw.	Caudal (promedio) m3/seg.
24	12.8	18	9.5	11	3.3
30	3.9	13	11.5	8	3.4
32 (gemela)	3.04	12	11.9	8	3.5
36 (gemela)	1.36	10	12.2	8	3.5

Manga Gemela pulg.	Costo Energía \$/día	Costo Energía \$/año	Costo Adquisición Manga \$/m	Longitud Manga m	Costo Manga \$	Costo Total Manga \$
32	4.32	37,325	15.85	130	2,061	39,385
36	3.6	31,104	17.80	130	2,314	33,418

Costo energía US\$/KW-hora	0.045
Horas por día	8
Días por año	365

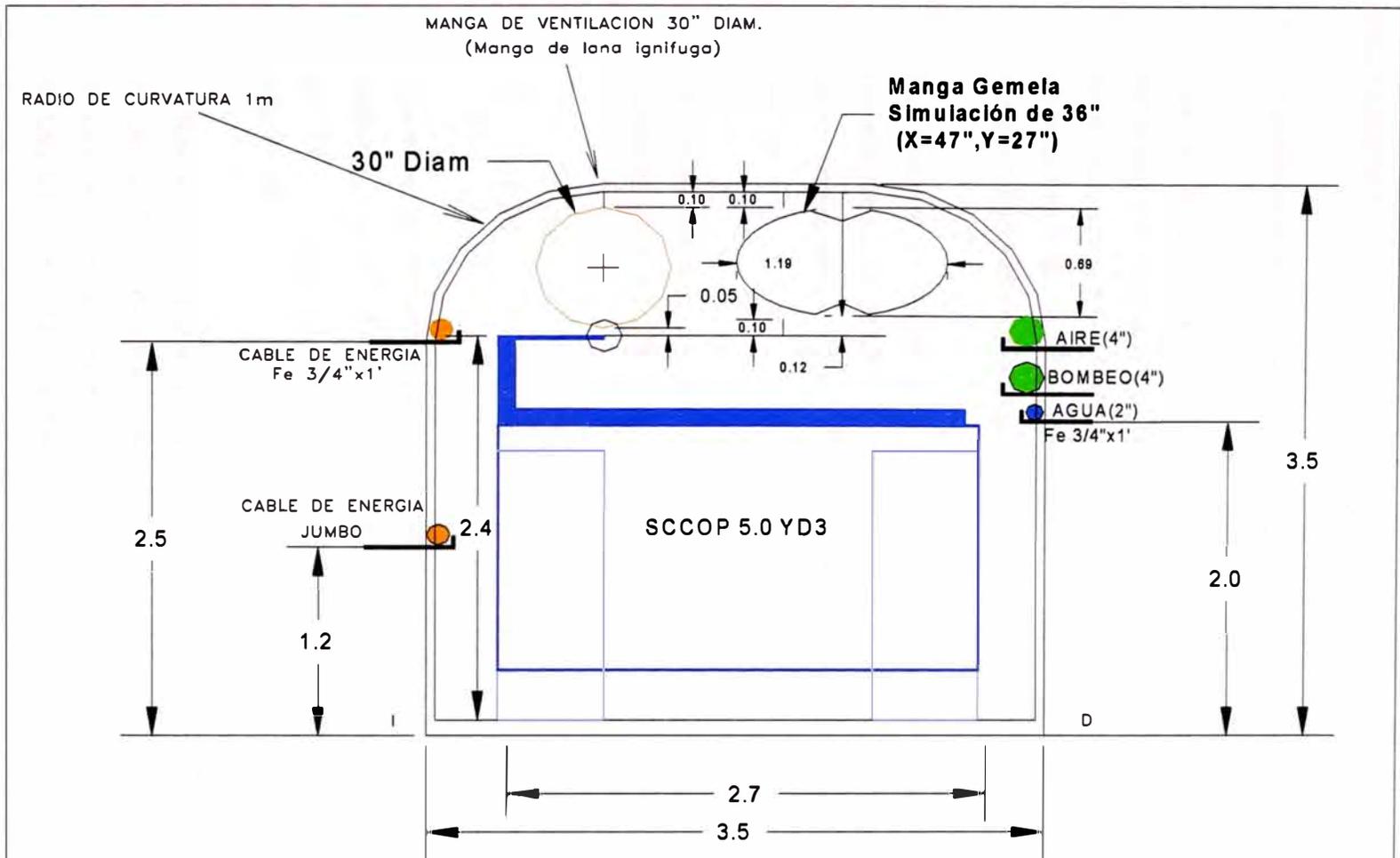


ESPACIO LIBRE PARA INSTALACION DE MANGA



TOPOGRAFIA	TOPOGRAFIA	01/12/2004
GEOLOGIA	GEOLOGIA	01/12/2004
DIBUJD CAD	TOPOGRAFIA	01/12/2004
ACTUALIZACION CAD	TOPOGRAFIA	01/12/2004
DISERO DATAMINE	DIS_DTM	01/12/2004
REVISO	L. VILLEGAS L.	01/12/2004
APROBO	J. CUADROS O.	01/12/2004
FECHA		

EMPRESA MINERA LOS QUEÑUALES S.A.	
UNIDAD MINERA ISCAYC'RUZ	
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA	
DIMENSIONES DE MANGAS SFCCION TIPICA AREA 3.5*3.5 M2 CON EQUIPO	PLANO: TM-4650.0 ESC.: 1/500



ESPACIO LIBRE PARA INSTALACION DE MANGA

	TOPOGRAFIA	TOPOGRAFIA	01/12/2004	EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.	
	GEOLOGIA	GEOLOGIA	01/12/2004		UNIDAD MINERA SCAYCRLZ
	DIBUJO CAD	TOPOGRAFIA	01/12/2004	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA	
	ACTUALIZACION CAD	TOPOGRAFIA	01/12/2004	DIMENSIONES DE MANGAS	
DISERO DATAMINE	DIS_DTM	01/12/2004	SECCION IIPICA		
REVISO	L. VILLEGAS L.	01/12/2004	AREA 3.5*3.5 M2 CON EQU PO		
APROBO	J. CUADROS O.	01/12/2004	PLANO:		
FECHA			TM-4650.0		
			ESC.: 1/500		

## 7. TRATAMIENTO

### 7.1. Pruebas metalúrgicas

Con el objetivo de determinar las variables metalúrgicas para las reservas minerales de cuerpo mineralizado Tinyag se enviaron muestras de dicho mineral al área de Laboratorio Metalúrgico para que realizaran las pruebas metalúrgicas correspondientes a fin de determinar la recuperación metalúrgica y el grado de concentración correspondiente.

Las pruebas se plantearon con mineral sólo de Tinyag; es decir, sin ningún tipo de blending a fin de tener una referencia conservadora, ya que en el proceso normal este mineral será tratado en blending con el mineral de Limpe Centro, Chupa y Rosita.

Las muestras enviados presentaron las siguientes leyes de cabeza promedio y se muestran en la tabla que sigue.

% Zn	% Pb	%Cu	%Fe	Oz Ag/t
7.25	0.01	0.32	15.39	0.08

Las pruebas se enfocaron básicamente a la flotación por zinc, dado que la ley de cabeza para el plomo es poco significativa. Los resultados promedio de las pruebas reportados por Laboratorio Químico (se adjunta reportes) son los siguientes:

1. Recuperación metalúrgica	91.60 %
2. Ley de Zn en el concentrado	52.07%
3. Ley de Pb en el concentrado	0.04%
4. Ley de Cu en el concentrado	2.42%
5. Ley de Fe en el concentrado	8.61%

Con los resultados reportados se ha procedido a realizar el balance metalúrgico y a determinar los finos de zinc en función al nivel de producción a lo largo de la vida de la mina (ver cuadro 7.1).

Teniendo en cuenta los resultados tanto de recuperación como del grado de concentrado, podemos concluir que los finos producidos serán mayores hasta que tratemos con el blending actual. Por lo tanto, la evaluación desde este punto de vista ya esta incorporando estas variables en forma conservadora.

## INFORME LABORATORIO METALÚRGICO 18 FEBRERO 2006

**Asunto:** EVALUACION METALURGICA DE MINERALES DE TINYAG  
**Fecha** 18 Febrero 2006

### ANTECEDENTES

Se efectuó una prueba metalúrgica con el mineral de Tinyag Normal, cuya muestra hizo llegar Geología a Laboratorio Metalúrgico

### DE LAS PRUEBAS

De acuerdo al pedido se ha efectuado una prueba individual abierta del mineral de Tinyag Normal, cuyos resultados se adjuntan.

Cabe hacer presente como estos minerales no tienen plomo solamente se ha flotado el zinc.

### COMENTARIOS DE LAS PRUEBAS

1. El mineral de Tinyag Normal presenta la siguiente ley de cabeza

	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	Oz Ag/t
Tinyag Normal	0.01	7.25	0.32	15.39	0.08

2. Se alcanza una recuperación de zinc de 91.6 % con un grado 52.7 %Zn y contenido de cobre de 2.42 %Cu.

3. Los parámetros de las pruebas metalúrgicas se adjuntan con el balance metalúrgico de la prueba.

## CUADRO 7.1

### BALANCE METALURGICO - MINERAL TINYAG

DESCRIPCION	UNIDAD	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012
TRATAMIENTO	TMS	50,627	120,000	144,000	144,000	180,000	300,000	31,286
LEYES DE CABEZA	%Zn	7.26	7.93	8.09	7.77	7.97	10.45	10.37
	% Pb	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01
	% Cu	0.21	0.25	0.28	0.27	0.28	0.46	0.56
	oz/ft Ag	0.26	0.23	0.17	0.17	0.20	0.21	0.22
	% Fe	12.34	13.47	13.87	14.68	15.42	14.10	13.93
CONC. ZINC	TMS	6,464	16,746	20,488	19,678	25,241	55,165	5,707
LEYES DEL CONCENTRADO	% Zn	52.07	52.07	52.07	52.07	52.07	52.07	52.07
	% Pb	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04	0.04
	% Cu	2.42	2.42	2.42	2.42	2.42	2.42	2.42
	oz/ft Ag	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72	0.72
	% Fe	8.61	8.61	8.61	8.61	8.61	8.61	8.61
RECUPERACION	Recup. % Zn	91.60	91.60	91.60	91.60	91.60	91.60	91.60
FINOS DE ZINC	Cont.Met.TMF	3,366	8,720	10,668	10,246	13,143	28,724	2,972

## 8. EVALUACION ECONOMICA

### 8.1. Inversiones

El programa de inversiones estimado esta orientado básicamente a desarrollar la Mina Tinyag en sus diferentes niveles hasta agotar las reservas minerales –año 2011- que se tiene identificadas hasta el momento. El programa de metrados contempla 5,959 metros de avance horizontal, 296 metros de avance vertical, 4,150 m<sup>3</sup> de desquiches y el sostenimiento necesario para garantizar la estabilidad de las labores.

La inversión estimada y detallada en el CUADRO 8.1 asciende a US\$ 7'700,000; importe que comprenda la realización de los metrados antes indicados, el

sostenimiento estimado en función a la data de 2005, el transporte del desmonte, la energía y la supervisión.

## **8.2. Costos de Operación**

Los costos de operación considerados para la presente evaluación son los promedios logrados durante el periodo 2005, se realizó la corrección respectiva teniendo en cuenta el método de explotación que se aplicará, los detalles se pueden observar el CUADRO 8.2.

## **8.3. Evaluación Económica**

La evaluación económica se ha realizado teniendo en cuenta las inversiones anteriormente mencionadas, los costos de operación y las cotizaciones de los metales. Al respecto, siendo las cotizaciones una variable no manejable se ha optado por analizar y sensibilizar la evaluación con diferentes escenarios de cotizaciones, para nuestro caso se considera 03 escenarios, que son los siguientes:

- Escenario Pesimista
- Escenario Conservador
- Escenario Optimista

CUADRO 8.1

PROGRAMA DE INVERSIONES - DESARROLLO Y PREPARACION SUBLEVEL CAVING MINA TINYAG

ITEM	Und.	2.005		2.006		2.007		2.008		2.009		2.010		2.011		2.012		TOTAL		
		ml	US \$	ml	US \$	ml	US \$	ml	US \$	ml	US \$	ml	US \$	ml	US \$	ml	US \$	ml	UD	US \$
1. METRADO EXCAVACION HORIZONTAL	ml	634	286.049	1.707	842.427	802	387.206	815	390.175	839	405.277	715	338.305	447	210.175	0	0	5.359	ml	2.859.614
2. METRADO EXCAVACION VERTICAL	ml	21	5.145	129	32.007	22	5.297	53	13.108	36	8.878	35	8.626	0	0	0	0	296	ml	73.061
3. METRADO DESQUINCHES	m3			700	16.128	750	17.280	600	13.824	600	13.824	900	20.736	600	13.824	0	0	4.150	m3	95.616
4. TRANSPORTE DE MATERIAL	m3	8.336	30.842	33.550	117.423	14.962	52.367	14.961	52.364	14.829	51.903	13.035	45.624	7.898	27.645	0	0	107.572	m3	378.168
5. MANTENIMIENTO			334.169		617.181		290.729		304.082		309.797		291.932		185.045		0			2.332.936
6. ENERGIA	Kw		93.335	2.500	112.500	2.500	112.500	2.500	112.500	2.500	112.500	2.500	112.500	2.500	112.500		0	15.000	Kw	768.335
7. SUPERVISION					150.000		150.000		150.000		150.000		150.000		150.000			0		900.000
8. BOMBEO					63.506		63.506		63.506		63.506		63.506		63.506					
9. MATERIALES					26.124		14.141		15.154		15.461		13.964		8.774					93.618
10. ALQUILER DE VENTILADORES					0		0													
11. MOVILIZACION / DESMOVILIZACION																				
12.																				
			750.000		1.980.000		1.030.000		1.110.000		1.070.000		1.050.000		710.000					7.700.000

## CUADRO 8.2

### 1. COSTO DE MINADO

	US\$/TM
Perforación	0,78
Voladura	0,65
Extracción y Carguío	1,68
Sostenimiento	2,68
Transporte	1,14
Servicios Auxiliares	1,73
Relleno	0,00
Supervisión Mina	0,26
Geología	0,26
Ingeniería	0,42
<b>SUB-TOTAL 1</b>	<b>9,60</b>

### 2. COSTO DE PLANTA

	US\$/TM
<b>SUB-TOTAL 2</b>	<b>5,19</b>

### 3. COSTO DE MANTENIMIENTO

	US\$/TM
<b>SUB-TOTAL 3</b>	<b>2,07</b>

### 4. COSTO INDIRECTOS

	US\$/TM
<b>SUB-TOTAL 4</b>	<b>3,24</b>

### TOTAL COSTO OPERATIVO

	US\$/TM
<b>TOTAL</b>	<b>20,10</b>

### 5. GASTO TRANSPORTE CONCENTRADOS

	US\$/ton-cc
Concentrado Zn	11,98
Concentrado Pb	21,00

### 6. GASTO DE VENTAS

	US\$/TM
<b>SUB-TOTAL 6</b>	<b>2,45</b>

### 7. GASTOS ADMINISTRATIVOS - LIMA

	US\$/TM
<b>SUB-TOTAL 7</b>	<b>2,26</b>

### 8. DEPRECIACION PLANTA CONCENTRADORA

	US\$/TM
<b>SUB-TOTAL 8</b>	<b>2,00</b>

### 8.3.1 ESCENARIO PESIMISTA

Este escenario considera las cotizaciones siguientes:

Zinc	1,100	US\$/t
Plomo	500	US\$/t
Cobre	2,500	US\$/t
Plata	5.0	US\$/Onza

Con estas cotizaciones, se ha procedido a valorizar la producción de finos que se tiene estimados en función a la recuperación metalúrgica, grado de concentrado y otras variables (Ver CUADRO 8.3a)

En el CUADRO 8.4a se estiman los gastos relacionados a los ingresos por inversiones, costos de producción, gastos en transporte de concentrados, gastos de ventas, gastos de administración Lima y la depreciación.

En el CUADRO 8.5a observamos los flujos de fondos a lo largo de la vida de la mina y la rentabilidad del proyecto que para este escenario esta los resultados son:

- Valor Presente Neto (VAN): US\$ 2'996,809
- Tasa Interna de retomo (TIR): 51%

## CUADRO 8.3 a

### INGRESOS : VALORIZACION DE LA PRODUCCION SLC

**ESCENARIO :**

**PESIMISTA**

Price 2006	Zn	Pb	Cu	Ag (oz)
US\$/t	1100	500	2.500	5,0

		2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
CABEZA MINERAL	TMS	50627	120000	144000	144000	180000	300000	31286	
	%Zn	7,257940484	7,932806498	8,087632726	7,767965864	7,971288068	10,45279027	10,36913995	
	% Pb	0,012166327	0,01219668	0,012788705	0,014002363	0,015194085	0,01242991	0,011201958	
	% Cu	0,212075208	0,249943483	0,279583536	0,265845194	0,284104652	0,457715281	0,558422852	
	oz/t Ag	0,256230372	0,226503515	0,167521624	0,171150334	0,198976988	0,211187473	0,218336411	
	% Fe	12,34260265	13,4709511	13,86684593	14,67945182	15,42452527	14,09654496	13,9317485	
CONC. ZINC	TMS	6464,031912	16746,18956	20487,63409	19677,8523	25241,13648	55164,7161	5706,905394	
	% Zn	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	
	% Pb	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	
	% Cu	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	
	oz/t Ag	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	
	% Fe	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	
	Recup. % Zn	91,6	91,6	91,6	91,6	91,6	91,6	91,6	
	Recup. % Ag	0	0	0	0	0	0	0	
Cont.Met.TMF	3365,821417	8719,740902	10667,91107	10246,25769	13143,05977	28724,26767	2971,585638		
CONC. PLOMO	TMS	0	0	0	0	0	0	0	0
	% Zn								
	% Pb								
	% Cu								
	oz/t Ag								
	Recup % Pb								
Recup % Ag									
UNIT ORE VALUE	USD/t	38,34	41,90	42,72	41,03	42,11	55,21	54,77	
	US\$	1.940.955	5.028.378	6.151.822	5.908.669	7.579.156	16.564.309	1.713.612	

CUADRO 8.4a

FLUJO DE FONDOS: PROYECTO EXPLOTACION SUBLEVEL CAVING  
 ESCENARIO: PESIMISTA

SUBTERRANEO SLC TRANSVERSAL  
 FLUJO DE FONDOS

DESCRIPCION	Unid	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL TM
		<b>PRODUCCION</b>								
Mineral	TMS		70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.912,86	969.913
	Zn%		7,26	8,06	8,09	7,72	8,00	10,62	9,96	8,76
	Pb%		0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01
	Cu%		0,21	0,26	0,28	0,26	0,29	0,47	0,70	0,34
	Ag Oz/TM		0,26	0,22	0,16	0,17	0,20	0,21	0,23	0,20
	Fe%		12,34	13,69	13,89	14,80	15,50	14,00	13,82	14,22
Tratamiento	TMS		50.627	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.286	969.913
	Zn%		7,26	7,93	8,09	7,77	7,97	10,45	10,37	8,70
	Pb%		0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01
	Cu%		0,21	0,25	0,28	0,27	0,28	0,46	0,56	0,33
	Ag Oz/TM		0,26	0,23	0,17	0,17	0,20	0,21	0,22	0,20
	Fe%		12,34	13,47	13,87	14,68	15,42	14,10	13,93	14,19

INGRESOS

Valor de Mineral Zn	US\$/TMS	38,34	41,90	42,72	41,03	42,11	53,21	54,77	
	US\$	1.940.955	5.028.378	6.151.822	5.908.669	7.579.156	16.564.309	1.713.612	44.886.902

EGRESOS

<b>Por Desarrollo</b>										
Per Excavacion	US\$	292.173	890.562	409.783	417.107	427.979	367.667	223.999		3.029.270
Per Sostentamiento	US\$	334.169	617.181	290.729	304.082	309.797	291.932	185.045		2.332.935
Per Transporte	US\$	30.842	117.423	52.367	52.364	51.903	45.624	27.645		378.168
Per Energia	US\$	93.335	112.500	112.500	112.500	112.500	112.500	112.500		768.335
Per servicios	US\$	89.630	14.141	14.141	78.660	15.461	77.470	8.774		
Per Supervision	US\$		150.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000		900.000
<b>Sub-total de Inversión</b>	US\$	750.000	1.880.000	1.030.000	1.110.000	1.070.000	1.050.000	710.000		7.700.000
<b>Por Costo de Producción</b>	US\$		1.407.000	2.412.000	2.824.400	2.824.400	3.618.000	6.030.000	232.442	12.425.242
<b>Otros gastos</b>										
Tipte. de concentrados	US\$		77.439	200.619	245.442	235.741	302.389	660.873	68.362	
Gastos de ventas	US\$		124.036	294.000	352.800	352.800	441.000	735.000	76.651	
Gastos Administración Lima	US\$		114.417	271.200	325.440	325.440	406.800	678.000	70.706	
Depreciacion Planta Conc.	US\$		101.254	240.000	288.000	288.000	360.000	600.000	62.572	
<b>Sub-total otros gastos</b>			417.146	1.005.819	1.211.682	1.201.981	1.510.189	2.673.873	278.291	8.298.988
<b>Total de costo de operación</b>	US\$	750.000	3.804.146	4.447.819	5.216.082	5.166.381	6.178.189	9.413.873	517.746	35.494.237
<b>MARGEN DE OPERACION</b>	US\$	-750.000	-1.863.191	580.559	935.740	742.288	1.400.967	7.150.436	1.195.866	9.392.665

TOTAL COSTO US\$/TM Mineral Zn (Inversión+Costo Prod.)  
 TOTAL COSTO US\$/TM Mineral

36,60  
 20,10

### CUADRO 8.5a

#### ANALISIS DE RENTABILIDAD: "EXPLORACION SUBLEVEL CAVING"

**ESCENARIO:**

**PESIMISTA**

		2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
TOTAL RESERVAS	TM	989.913	989.913	989.913	779.913	635.913	491.913	311.913	11.913	
PRODUCCION	TM	0	70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.913	
TOTAL PRODUCCION	TM	0	70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.913	989.913
STOCK RESERVAS	TM	989.913	989.913	779.913	635.913	491.913	311.913	11.913	0	
TRATAMIENTO	TM	0	50.827	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.288	969.913
CONCENTRADOS ZN	TM	0	6.464	16.746	20.486	19.676	25.241	55.185	5.707	149.488
VALOR UNITARIO MINERAL	US\$/TM	0.00	38.34	41.90	42.72	41.03	42,11	55.21	54.77	

		2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
<b>INGRESOS</b>										
1. Valor Mineral	US\$		1.940.955	5.028.378	6.151.822	5.908.669	7.579.156	16.564.309	1.713.612	44.886.902

**COSTO OPERATIVO**

1. Costo de Mlnado			-672.000,00	-1.152.000,00	-1.382.400,00	-1.382.400,00	-1.728.000,00	-2.880.000,00	-114.363,47	
2. Planta			-262.754,13	-622.800,00	-747.360,00	-747.360,00	-934.200,00	-1.557.000,00	-162.374,34	
3. Mantto.			-104.797,89	-248.400,00	-298.080,00	-298.080,00	-372.600,00	-621.000,00	-64.762,02	
4. Indirectos			-164.031,48	-388.800,00	-466.560,00	-466.560,00	-583.200,00	-972.000,00	-101.366,64	
<b>SUB-TOTAL</b>	US\$		<b>-1.203.583,50</b>	<b>-2.412.000,00</b>	<b>-2.894.400,00</b>	<b>-2.894.400,00</b>	<b>-3.618.000,00</b>	<b>-6.030.000,00</b>	<b>-442.866,47</b>	<b>-19.495.250</b>

**GASTOS**

1. Inversión Total	US\$	-750.000	-1.980.000	-1.030.000	-1.110.000	-1.070.000	-1.050.000	-710.000		
2. Tpte. Concentrados			-77.439	-200.619	-245.442	-235.741	-302.389	-660.873	-68.369	
3. Gastos de Ventas			-124.036	-294.000	-352.800	-352.800	-441.000	-735.000	-76.651	
4. Gastos Adm. Lima			-114.417	-271.200	-325.440	-325.440	-406.800	-678.000	-70.706	
5. Depreciación Planta Conc.			-101.254	-240.000	-288.000	-288.000	-360.000	-600.000	-62.572	
<b>SUB-TOTAL</b>	US\$	<b>-750.000</b>	<b>-2.397.146</b>	<b>-2.035.819</b>	<b>-2.321.682</b>	<b>-2.271.981</b>	<b>-2.560.189</b>	<b>-3.383.873</b>	<b>-278.298</b>	<b>-15.248.988</b>

**CASH FLOW ANUAL**

		<b>-750.000</b>	<b>-1.659.775</b>	<b>580.559</b>	<b>935.740</b>	<b>742.288</b>	<b>1.400.967</b>	<b>7.150.436</b>	<b>992.448</b>	<b>9.392.664</b>
--	--	-----------------	-------------------	----------------	----------------	----------------	------------------	------------------	----------------	------------------

VAN (Tasa 15%)  
TIR

US \$2.996.809,13  
51%

### 8.3.2 ESCENARIO CONSERVADOR

Este escenario considera las cotizaciones siguientes:

Zinc	2,000	US\$/t
Plomo	800	US\$/t
Cobre	3,000	US\$/t
Plata	9.0	US\$/Onza

Con estas cotizaciones, se ha procedido a valorizar la producción de finos que se tiene estimados en función a la recuperación metalúrgica, grado de concentrado y otras variables (Ver CUADRO 8.3b)

En el CUADRO 8.4b se estiman los gastos relacionados a los ingresos en función a las cotizaciones consideradas, los demás costos y gastos se han tomado como fijos; por lo tanto, son los mismos en cualquiera de los escenarios planteados.

En el CUADRO 8.5b observamos los flujos de fondos a lo largo de la vida de la mina y la rentabilidad del proyecto que para este escenario esta los resultados son:

- Valor Presente Neto (VAN): US\$ 31'122,781
- Tasa Interna de retomo (TIR): 331%

## CUADRO 8.3 b

### INGREOS : VALORIZACION DE LA PRODUCCION SLC

**ESCENARIO :**

**CONSERVADOR**

Price 2006	Zn	Pb	Cu	Ag (oz)
US\$/t	2000	800	3.000	9,0

		2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
<b>CABEZA MINERAL</b>	<b>TMS</b>	50.627	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.286	
	%Zn	7,26	7,93	8,09	7,77	7,97	10,45	10,37	
	% Pb	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	
	% Cu	0,21	0,25	0,28	0,27	0,28	0,46	0,56	
	oz/t Ag	0,26	0,23	0,17	0,17	0,20	0,21	0,22	
	% Fe	12,34	13,47	13,87	14,68	15,42	14,10	13,93	
<b>CONC. ZINC</b>	<b>TMS</b>	6464,03	16746,19	20487,63	19677,85	25241,14	55164,72	5706,91	
	% Zn	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	
	% Pb	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	
	% Cu	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	
	oz/t Ag	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	
	% Fe	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	
	Recup. % Zn	91,60	91,60	91,60	91,60	91,60	91,60	91,60	
	Recup. % Ag	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
	Cont.Met.TMF	3.365,82	8.719,74	10.667,91	10.246,26	13.143,06	28.724,27	2.971,59	
<b>CONC. PLOMO</b>	<b>TMS</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	% Zn								
	% Pb								
	% Cu								
	oz/t Ag								
	Recup % Pb								
	Recup % Ag								
<b>UNIT ORE VALUE</b>	<b>USD/t</b>	<b>88,98</b>	<b>97,25</b>	<b>99,15</b>	<b>95,23</b>	<b>97,73</b>	<b>128,15</b>	<b>127,12</b>	
	<b>US\$</b>	<b>4.504.784</b>	<b>11.670.420</b>	<b>14.277.832</b>	<b>13.713.495</b>	<b>17.590.548</b>	<b>38.444.291</b>	<b>3.977.142</b>	

**CUADRO 8.4b**

**FLUJO DE FONDOS: PROYECTO EXPLOTACION SUBLEVEL CAVING**  
**ESCENARIO: CONSERVADOR**

**SUBTERRANEO SLC TRANSVERSAL**  
**FLUJO DE FONDOS**

DESCRIPCION	Unid	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL TM
		<b>PRODUCCION</b>								
Mineral	TMS		70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.912,86	969.913
	Zn%		7,26	8,06	8,09	7,72	8,00	10,62	9,96	8,76
	Pb%		0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01
	Cu%		0,21	0,26	0,28	0,26	0,29	0,47	0,70	0,34
	Ag Oz/TM		0,26	0,22	0,16	0,17	0,20	0,21	0,23	0,20
	Fe%		12,34	13,69	13,89	14,80	15,50	14,00	13,82	14,22
Tratamiento	TMS		80.627	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.286	969.913
	Zn%		7,26	7,93	8,09	7,77	7,97	10,45	10,37	8,70
	Pb%		0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01
	Cu%		0,21	0,25	0,28	0,27	0,28	0,46	0,56	0,33
	Ag Oz/TM		0,26	0,23	0,17	0,17	0,20	0,21	0,22	0,20
	Fe%		12,34	13,47	13,87	14,68	15,42	14,10	13,93	14,19

**INGRESOS**

Valor de Mineral Zn	US\$/TMS	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
	US\$		88,98	97,25	99,15	95,23	97,73	128,15	127,12	
	US\$		4.504.764	11.670.420	14.277.832	13.713.495	17.590.548	38.444.291	3.977.142	104.178.512

**EGRESOS**

<b>Per Desarrollo</b>										
Per Excavacion	US\$	292.173	890.562	409.783	417.107	427.979	367.667	223.999		3.029.270
Per Sostentamiento	US\$	334.169	617.181	290.729	304.082	309.797	291.932	185.045		2.332.935
Per Transporte	US\$	30.842	117.423	52.367	52.364	51.903	45.624	27.645		378.168
Per Energia	US\$	93.335	112.500	112.500	112.500	112.500	112.500	112.500		768.335
Per servicios	US\$		89.630	14.141	78.660	15.461	77.470	8.774		
Per Supervision	US\$		150.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000		900.000
<b>Sub-total de Inversión</b>	<b>US\$</b>	<b>750.000</b>	<b>1.880.000</b>	<b>1.030.000</b>	<b>1.110.000</b>	<b>1.070.000</b>	<b>1.050.000</b>	<b>710.000</b>		<b>7.700.000</b>
<b>Per Costo de Producción</b>	<b>US\$</b>		<b>1.497.000</b>	<b>2.412.000</b>	<b>2.824.400</b>	<b>2.824.400</b>	<b>3.618.000</b>	<b>6.830.000</b>	<b>238.442</b>	<b>19.428.242</b>
<b>Otros gastos</b>										
Tpte. de concentrados	US\$		77.439	200.619	245.442	235.741	302.389	660.873	68.369	
Gastos de ventas	US\$		124.036	294.000	352.800	352.800	441.000	735.000	76.651	
Gastos Administracion Lima	US\$		114.417	271.200	325.440	325.440	406.800	678.000	70.706	
Depreciacion Planta Conc.	US\$		101.254	240.000	288.000	288.000	360.000	600.000	62.572	
<b>Sub-total otros gastos</b>			<b>417.146</b>	<b>1.008.819</b>	<b>1.211.682</b>	<b>1.201.981</b>	<b>1.510.189</b>	<b>2.673.873</b>	<b>278.298</b>	<b>8.298.988</b>
<b>Total de costo de operación</b>	<b>US\$</b>	<b>750.000</b>	<b>3.804.146</b>	<b>4.447.819</b>	<b>5.216.082</b>	<b>5.166.381</b>	<b>6.178.189</b>	<b>9.413.873</b>	<b>517.746</b>	<b>35.494.237</b>
<b>MARGEN DE OPERACIÓN</b>	<b>US\$</b>	<b>-750.000</b>	<b>700.638</b>	<b>7.222.600</b>	<b>9.061.750</b>	<b>8.547.115</b>	<b>11.412.359</b>	<b>29.030.417</b>	<b>3.459.396</b>	<b>68.684.275</b>

TOTAL COSTO US\$/TM Mineral Zn (Inversión+Costo Prod.)  
 TOTAL COSTO US\$/TM Mineral

36.60  
 20.10

CUADRO 8.5b

ANALISIS DE RENTABILIDAD: "EXPLORACION SUBLEVEL CAVING"

ESCENARIO:

CONSERVADOR

		2005	2008	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
TOTAL RESERVAS	TM	889.913	889.913	889.913	779.913	835.913	491.913	311.913	11.913	
PRODUCCION	TM	0	70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.913	
TOTAL PRODUCCION	TM	0	70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.913	889.913
STOCK RESERVAS	TM	889.913	889.913	779.913	835.913	491.913	311.913	11.913	0	
TRATAMIENTO	TM	0	50.827	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.288	989.913
CONCENTRADOS ZN	TM	0	6.484	18.748	20.488	19.879	25.241	55.183	5.707	149.488
VALOR UNITARIO MINERAL	US\$/TM	0,00	88,98	97,25	99,15	95,23	97,73	128,15	127,12	

		2005	2008	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
<b>INGRESOS</b>										
1. Valor Mineral	US\$		4.504.784	11.670.420	14.277.832	13.713.495	17.590.548	38.444.291	3.977.142	104.178.512

<b>COSTO OPERATIVO</b>										
1. Costo de Minado			-872.000,00	-1.152.000,00	-1.382.400,00	-1.382.400,00	-1.728.000,00	-2.880.000,00	-114.363,47	
2. Planta			-282.754,13	-622.800,00	-747.380,00	-747.380,00	-934.200,00	-1.557.000,00	-182.374,34	
3. Manito.			-104.797,89	-248.400,00	-288.080,00	-288.080,00	-372.800,00	-621.000,00	-84.762,02	
4. Indirectos			-184.031,48	-388.800,00	-488.580,00	-488.580,00	-583.200,00	-972.000,00	-101.386,64	
<b>SUB-TOTAL</b>	US\$		-1.203.583,50	-2.412.000,00	-2.894.400,00	-2.894.400,00	-3.618.000,00	-6.030.000,00	-442.866,47	-19.495.250

<b>GASTOS</b>										
1. Inversión Total	US\$	-750.000	-1.980.000	-1.030.000	-1.110.000	-1.070.000	-1.050.000	-710.000		
2. Tpte. Concentrados			-77.439	-200.619	-245.442	-235.741	-302.389	-660.873	-88.389	
3. Gastos de Ventas			-124.036	-284.000	-352.800	-352.800	-441.000	-735.000	-78.651	
4. Gastos Adm. Lima			-114.417	-271.200	-325.440	-325.440	-408.800	-678.000	-70.708	
5. Depreciación Planta Conc.			-101.254	-240.000	-288.000	-288.000	-360.000	-600.000	-82.572	
<b>SUB-TOTAL</b>	US\$	-750.000	-2.397.146	-2.035.819	-2.321.682	-2.271.981	-2.560.189	-3.383.873	-278.298	-15.248.988

<b>CASH FLOW ANUAL</b>		-750.000	904.054	7.222.600	9.061.750	8.547.115	11.412.359	29.030.417	3.255.978	68.684.274
------------------------	--	----------	---------	-----------	-----------	-----------	------------	------------	-----------	------------

VAN (Tasa 15%) US \$31.122.781,39  
TIR 331%

### 8.3.3 ESCENARIO OPTIMISTA

Este escenario considera las cotizaciones siguientes:

Zinc 3,000 US\$/t

Plomo 1,100 US\$/t

Cobre 4,000 US\$/t

Plata 12.0 US\$/Onza

Con estas cotizaciones, se ha procedido a valorizar la producción de finos que se tiene estimados en función a la recuperación metalúrgica, grado de concentrado y otras variables (Ver CUADRO 8.3c)

En el CUADRO 8.4c se estiman los gastos relacionados a los ingresos en función a las cotizaciones consideradas, los demás costos y gastos se han tomado como fijos; por lo tanto, son los mismos en cualquiera de los escenarios planteados.

En el CUADRO 8.5c observamos los flujos de fondos a lo largo de la vida de la mina y la rentabilidad del proyecto que para este escenario esta los resultados son:

- Valor Presente Neto (VAN): US\$ 62'373,862
- Tasa Interna de retomo (TIR): 691%

## CUADRO 8.3c

### INGRESOS : VALORIZACION DE LA PRODUCCION SLC

ESCENARIO :

OPTIMISTA

Price 2006	Zn	Pb	Cu	Ag (oz)
US\$/t	3000	1.100	4.000	12,0

		2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
CABEZA MINERAL	TMS	50.627	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.286	
	%Zn	7,26	7,93	8,09	7,77	7,97	10,45	10,37	
	% Pb	0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	
	% Cu	0,21	0,25	0,28	0,27	0,28	0,46	0,56	
	oz/t Ag	0,26	0,23	0,17	0,17	0,20	0,21	0,22	
	% Fe	12,34	13,47	13,87	14,68	15,42	14,10	13,93	
CONC. ZINC	TMS	6464,03	16746,19	20487,63	19677,85	25241,14	55164,72	5706,91	
	% Zn	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	52,07	
	% Pb	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	
	% Cu	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	2,42	
	oz/t Ag	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	0,72	
	% Fe	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	8,61	
	Recup. % Zn	91,60	91,60	91,60	91,60	91,60	91,60	91,60	
	Recup.% Ag	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
Cont.Met.TMF	3.365,82	8.719,74	10.667,91	10.246,26	13.143,06	28.724,27	2.971,59		
CONC. PLOMO	TMS	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	% Zn								
	% Pb								
	% Cu								
	oz/t Ag								
	Recup % Pb								
	Recup % Ag								
UNIT ORE VALUE	USD/t	145,25	158,75	161,85	155,46	159,52	209,18	207,51	
	US\$	7.353.483	19.050.465	23.306.733	22.385.525	28.714.317	62.755.381	6.492.176	

**CUADRO 8.4c**

**FLUJO DE FONDOS: PROYECTO EXPLOTACION SUBLEVEL CAVING**  
**ESCENARIO: OPTIMISTA**

**SUBTERRANEO SLC TRANSVERSAL**  
**FLUJO DE FONDOS**

DESCRIPCION	Unid	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL TM
		<b>PRODUCCION</b>								
Mineral	TMS		70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.912,86	969.913
	Zn%		7,26	8,06	8,09	7,72	8,00	10,62	9,96	8,76
	Pb%		0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01
	Cu%		0,21	0,26	0,28	0,26	0,29	0,47	0,70	0,34
	Ag Oz/TM		0,26	0,22	0,16	0,17	0,20	0,21	0,23	0,20
	Fe%		12,34	13,69	13,89	14,80	18,50	14,00	13,82	14,22
Tratamiento	TMS		60.627	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.286	969.913
	Zn%		7,26	7,93	8,09	7,77	7,97	10,45	10,37	8,70
	Pb%		0,01	0,01	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01
	Cu%		0,21	0,28	0,28	0,27	0,28	0,46	0,56	0,33
	Ag Oz/TM		0,26	0,23	0,17	0,17	0,20	0,21	0,22	0,20
	Fe%		12,34	13,47	13,87	14,68	18,42	14,10	13,93	14,19

<b>INGRESOS</b>										
Valor de Mineral Zn	US\$/TMS		148,28	188,76	161,85	188,46	189,52	209,18	207,51	
	US\$		7.393.483	19.050.465	23.306.733	22.385.525	28.714.317	62.755.381	6.492.176	170.058.079

<b>EGRESOS</b>										
<b>Por Desarrollo</b>										
Por Excavacion	US\$	292.173	890.562	409.783	417.107	427.979	367.667	223.999		3.029.270
Por Sostentamiento	US\$	334.169	617.181	290.729	304.082	309.797	291.932	185.045		2.332.935
Por Transporte	US\$	30.842	117.423	82.367	82.364	81.903	45.624	27.645		378.168
Por Energia	US\$	93.338	112.500	112.500	112.500	112.500	112.500	112.500		768.338
Por servicios	US\$		89.630	14.141	78.660	15.461	77.470	8.774		
Por Supervision	US\$		150.000	150.000	150.000	150.000	150.000	150.000		900.000
<b>Sub-total de Inversión</b>	<b>US\$</b>	<b>750.000</b>	<b>1.880.000</b>	<b>1.030.000</b>	<b>1.110.000</b>	<b>1.070.000</b>	<b>1.050.000</b>	<b>710.000</b>		<b>7.700.000</b>
<b>Por Costo de Producción</b>	<b>US\$</b>		<b>1.497.000</b>	<b>2.412.000</b>	<b>2.894.400</b>	<b>2.894.400</b>	<b>3.618.000</b>	<b>6.030.000</b>	<b>239.449</b>	<b>19.495.249</b>
<b>Otros gastos</b>										
Tpte. de concentrados	US\$		77.439	200.619	245.442	235.741	302.389	660.873	68.369	
Gastos de ventas	US\$		124.036	294.000	382.800	382.800	441.000	735.000	76.651	
Gastos Administracion Lima	US\$		114.417	271.200	328.440	328.440	406.800	678.000	70.706	
Depreciacion Planta Conc.	US\$		101.254	240.000	288.000	288.000	360.000	600.000	62.572	
<b>Sub-total otros gastos</b>			<b>417.146</b>	<b>1.005.819</b>	<b>1.241.682</b>	<b>1.201.981</b>	<b>1.510.189</b>	<b>2.473.873</b>	<b>278.298</b>	<b>8.298.988</b>
<b>Total de costo de operación</b>	<b>US\$</b>	<b>750.000</b>	<b>3.804.146</b>	<b>4.447.819</b>	<b>5.216.082</b>	<b>5.166.381</b>	<b>6.178.189</b>	<b>9.413.873</b>	<b>517.746</b>	<b>35.494.237</b>
<b>MARGEN DE OPERACIÓN</b>	<b>US\$</b>	<b>-750.000</b>	<b>3.549.336</b>	<b>14.602.646</b>	<b>18.090.651</b>	<b>17.219.144</b>	<b>22.536.128</b>	<b>53.341.508</b>	<b>5.974.429</b>	<b>134.563.842</b>

TOTAL COSTO US\$/TM Mineral Zn (Inversión+Costo Prod.)

36,60

TOTAL COSTO US\$/TM Mineral

20,10

CUADRO 8.5c

ANALISIS DE RENTABILIDAD: "EXPLORACION SUBLEVEL CAVING"

ESCENARIO:

OPTIMISTA

		2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
TOTAL RESERVAS	TM	989.913	989.913	899.913	779.913	635.913	491.913	311.913	11.913	
PRODUCCION	TM	0	70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.913	
TOTAL PRODUCCION	TM	0	70.000	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	11.913	989.913
STOCK RESERVAS	TM	989.913	899.913	779.913	635.913	491.913	311.913	11.913	0	
TRATAMIENTO	TM	0	50.827	120.000	144.000	144.000	180.000	300.000	31.286	989.913
CONCENTRADOS ZN	TM	0	6.464	16.746	20.488	19.878	25.241	55.185	5.707	149.488
VALOR UNITARIO MINERAL	US\$/TM	0,00	145,25	158,75	161,85	155,46	159,52	206,18	207,51	

		2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	TOTAL
1. Valor Mineral	US\$		7.353.483	19.050.465	23.306.733	22.385.525	28.714.317	62.755.381	6.492.176	170.058.079

COSTO OPERATIVO

1. Costo de Minado			-672.000,00	-1.152.000,00	-1.382.400,00	-1.382.400,00	-1.728.000,00	-2.880.000,00	-114.383,47	
2. Planta			-282.754,13	-822.800,00	-747.380,00	-747.380,00	-934.200,00	-1.557.000,00	-162.374,34	
3. Manito.			-104.797,89	-248.400,00	-298.080,00	-298.080,00	-372.600,00	-621.000,00	-84.762,02	
4. Indirectos			-184.031,48	-388.800,00	-486.580,00	-486.580,00	-583.200,00	-972.000,00	-101.388,64	
SUB-TOTAL	US\$		-1.203.583,50	-2.412.000,00	-2.894.400,00	-2.894.400,00	-3.618.000,00	-6.030.000,00	-442.866,47	-19.495.250

GASTOS

1. Inversión Total	US\$	-750.000	-1.980.000	-1.030.000	-1.110.000	-1.070.000	-1.050.000	-710.000		
2. Tpte. Concentrados			-77.439	-200.819	-245.442	-235.741	-302.389	-680.873	-68.389	
3. Gastos de Ventas			-124.036	-294.000	-352.800	-352.800	-441.000	-735.000	-76.651	
4. Gastos Adm. Lima			-114.417	-271.200	-325.440	-325.440	-406.800	-878.000	-70.706	
5. Depreciación Planta Conc.			-101.254	-240.000	-288.000	-288.000	-360.000	-800.000	-62.572	
SUB-TOTAL	US\$	-750.000	-2.397.146	-2.035.819	-2.321.682	-2.271.981	-2.560.189	-3.383.873	-278.298	-15.248.988

CASH FLOW ANUAL		-750.000	3.752.753	14.602.646	18.090.651	17.219.144	22.536.128	53.341.508	5.771.011	134.563.841
-----------------	--	----------	-----------	------------	------------	------------	------------	------------	-----------	-------------

VAN (Tasa 15%)  
TIR

US \$62.373.861,67  
691%

## **RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES**

### **1. COSTO DE RELLENO CERO.**

El costo de relleno cementado es actualmente la tercera parte del costo total aplicando el metodo de explotación SARC y dado que los materiales de agregado que se usan para el relleno son cada vez mas distantes de las zonas productivas, es propicio buscar otras alternativas de minado, como es el caso del hundimiento por subniveles, en la cual el costo de rellenar las cavidades abiertas es cero.

### **2. MINERAL PARA BLENDING. (TRATAMIENTO)**

Sabemos que el mineral de Tinyag es un material que nos sirve como mezcla para el tratamiento del producto final que requiere planta concentradora, la dilución obtenida del mineral de Tinyag producto del metodo de explotación por hundimiento, no representa bajas considerables de ley de cabeza de zinc, debido a que el mineral de Tinyag en la mezcla es menos del 15% del total de mineral tratado en planta concentradora.

### **3. CONDICIONES GEOMECANICAS.**

Dadas las condiciones geomecánicas de la caja techo, cuerpo mineralizado y caja piso, se ha visto por conveniente realizar el laboreo en la caja piso, esto debido al menor metraje que representa y al tiempo de permanencia que estas labores requieren. El estudio de subsidencia nos permite diseñar las labores alejadas de la zona de posible hundimiento por estabilidad, que es dado por efecto de limpieza de mineral que el mismo metodo induce.

### **4. FLUJOS INTERACTIVOS ENTRE DRAWPOINTS.**

La limpieza de los draw points en un mismo nivel debe hacerse de manera que parezca ser una limpieza simultánea, esto permitirá mantener una descarga de

material constante y puedan interactuar los drawpoints al mismo tiempo, debido a las distancias que existen entre ellas.

## **5. PERFORACION Y VOLADURA**

La perforación y voladura es la operación unitaria de mayor importancia y la que incide en un incremento o disminución de los costos de las demás operaciones unitarias (sostenimiento, acarreo y transporte), el obtener una granulometría adecuada va depender del grado de exactitud de ubicación de los taladros (baja desviación), por lo tanto es recomendable el uso de tubos estabilizadores (tubos TAG).

## **6. METODO DE EXPLOTACION FLEXIBLE.**

El método de explotación es flexible a los requerimientos de mineral que se quiera explotar debido a la cantidad de drawpoint abiertos que puede tenerse en cada uno de los niveles de explotación.

## **7. CONSIDERACIONES DE CARGUIO DE EXPLOSIVOS EN LA VOLADURA**

Por las características del terreno es probable que los diámetros de los taladros se incrementen, por lo tanto es recomendable el uso de bolsas plásticas para el carguio de taladros.

# **ANEXO-1**

**FOTOGRAFIAS DE LA MASA ROCOSA  
DE TINYAG**



Foto 1: Cuarcita moderadamente fracturada.



Foto 2: Cuarcita muy fracturada.



Foto 3: Cuarcitas con algunas intercalaciones de arenisca ligeramente argilitizadas.



Foto 4: Margas. Esta roca se intemperiza rápidamente en presencia del agua, disminuyendo su calidad, siendo necesario utilizar cimbras en subterráneo.



Foto 5: Areniscas con algunas intercalaciones delgadas de caliza dolomítica, con fuerte alteración hidrotermal. Sacaroides y deleznable.



Foto 6: Arenisca sacaroide con disseminación de pirita.



Foto 7: Alternancia de caliza dolomítica (derecha) y arenisca cloritizada (izquierda).



Foto 8: Pirita sacaroide, aspecto terroso, deleznable.



Foto 9: Otra vista de la pirita sacaroide, aspecto terroso, deleznable.



Foto 10: Caliza lixiviada con disseminación de pirita, terroso.



Foto 11: Mineral con horizontes de esfalerita masiva.



Foto 12: Skarn argilitizado y con magnetita.



Foto 13: Pirita masiva con roca lixiviada.



Foto 14: Lutita piritizada y lixiviada.

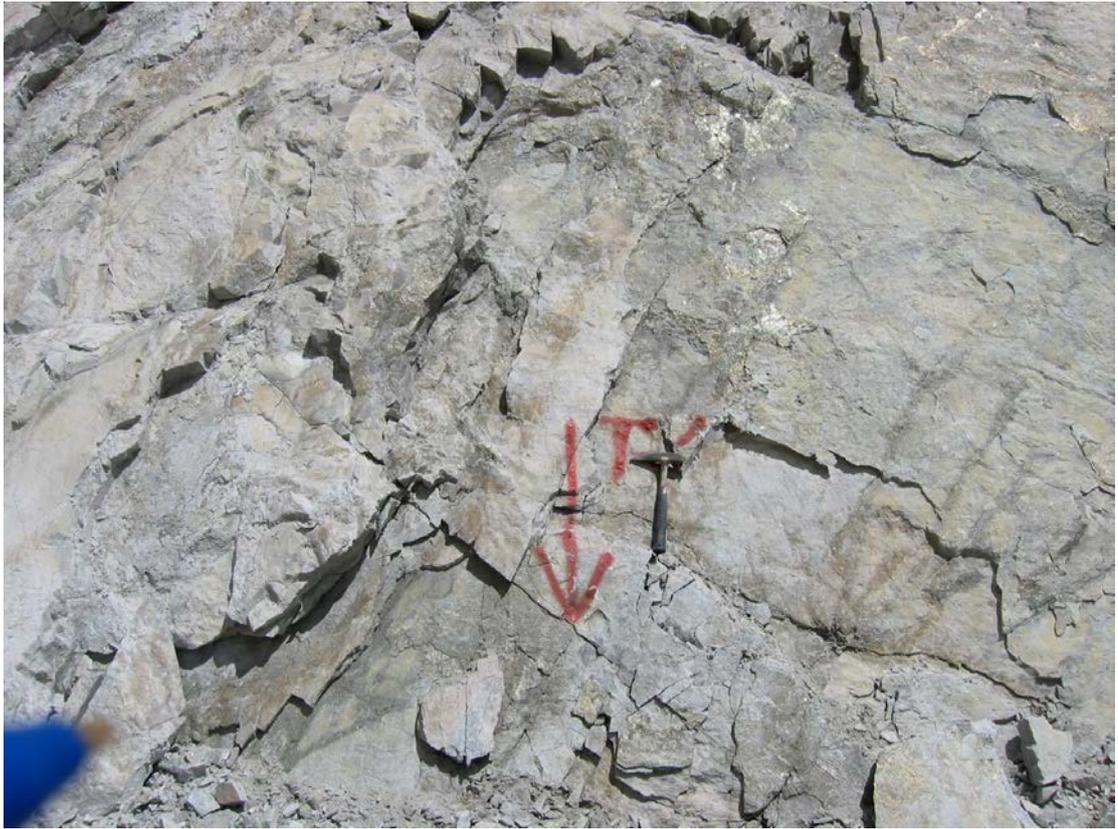
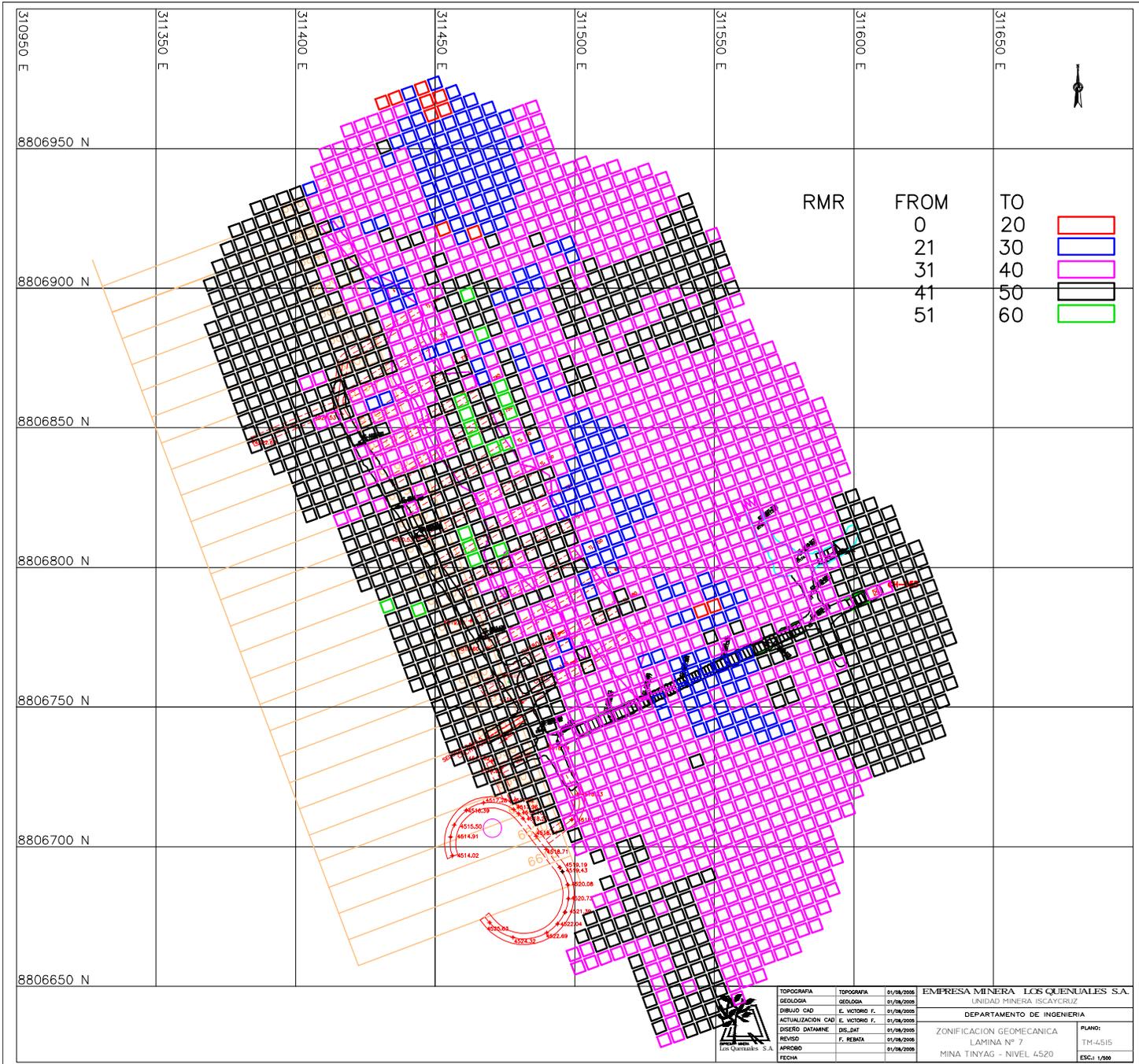


Foto 15: Lutitas dolomíticas.



Foto 16: Lutitas intercaladas con horizontes piritizados.



RMR	FROM	TO	
	0	20	<span style="border: 1px solid red; display: inline-block; width: 15px; height: 10px;"></span>
	21	30	<span style="border: 1px solid blue; display: inline-block; width: 15px; height: 10px;"></span>
	31	40	<span style="border: 1px solid magenta; display: inline-block; width: 15px; height: 10px;"></span>
	41	50	<span style="border: 1px solid black; display: inline-block; width: 15px; height: 10px;"></span>
	51	60	<span style="border: 1px solid green; display: inline-block; width: 15px; height: 10px;"></span>

TOPOGRAFIA	TOPOGRAFIA	01/08/2005	EMPRESA MINERA LOS QUEÑUALES S.A.
GEOLÓGICA	GEOLÓGICA	01/08/2005	UNIDAD MINERA ISCAYCruz
DISEÑO CAD	E. VICTORIO F.	01/08/2005	DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
ACTUALIZACION CAD	E. VICTORIO F.	01/08/2005	
DISEÑO DATAMNE	DIS_DAT	01/08/2005	ZONIFICACION GEOMECANICA
REVISO	F. REBATA	01/08/2005	LAMINA N° 7
APROBADO		01/08/2005	MINA TINYAG - NIVEL 4520
FECHA			PLANO: TM-4515 ESCALA: 1/600

ANEXO-3

ESFUERZOS IN-SITU

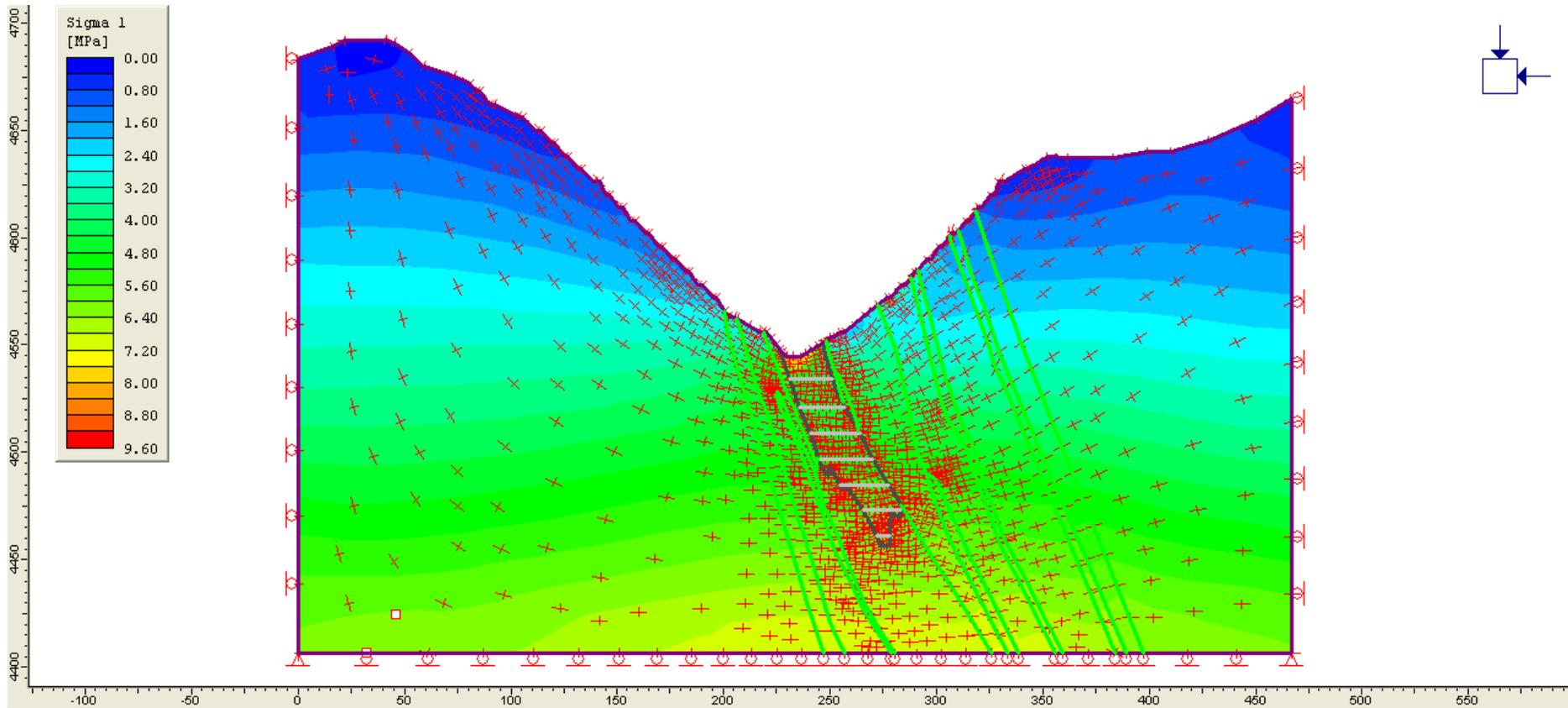


Figura 1: Esfuerzos in-situ principales máximos. Los valores son relativamente pequeños, variando alrededor del cuerpo mineralizado desde 3 MPa cerca de la superficie, hasta 6 MPa en la base más profunda de la mineralización. En el área de minado estos esfuerzos serán generalmente sub horizontales.

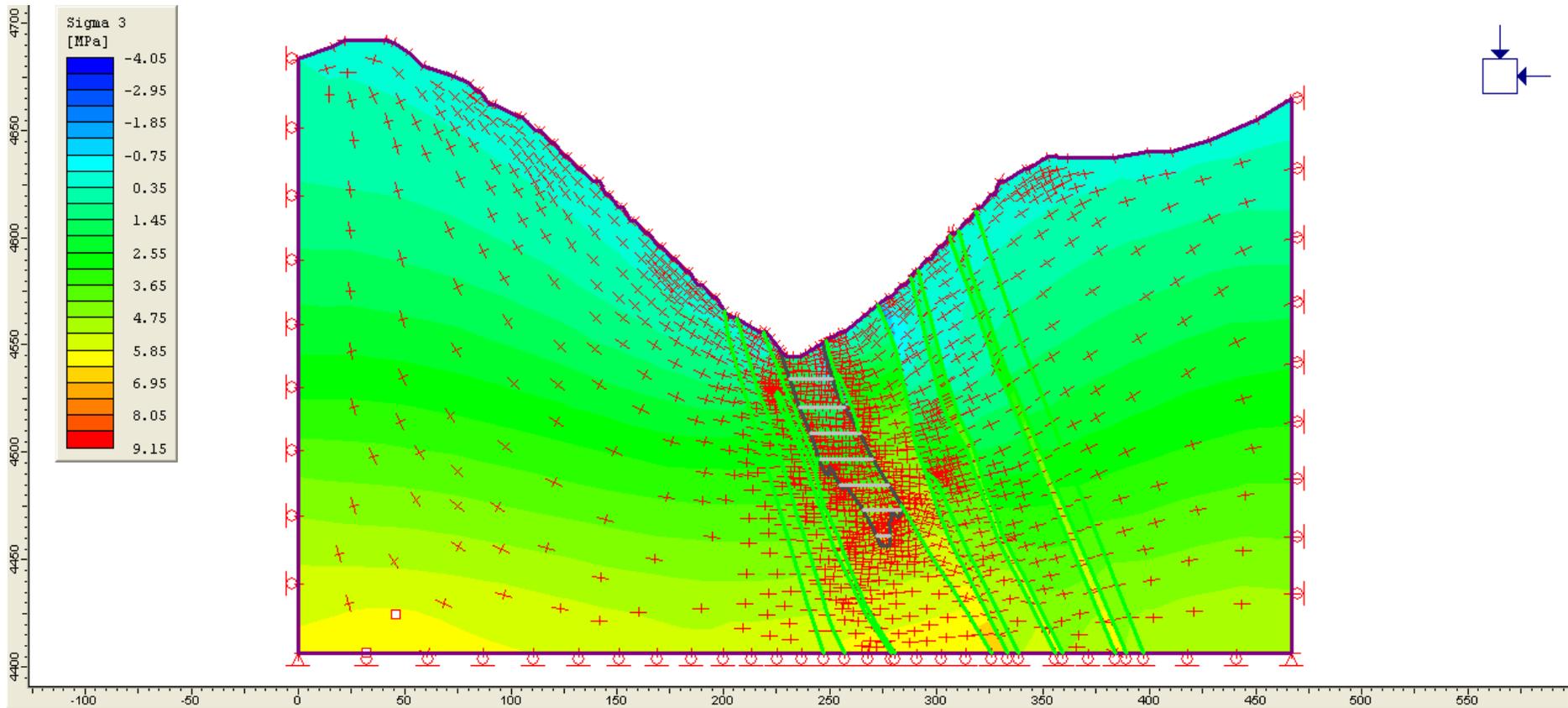


Figura 2: Esfuerzos in-situ principales mínimos. En los alrededores del cuerpo mineralizado varían desde 0.5 MPa cerca de la superficie hasta 4.5 MPa en la base más profunda de la mineralización.

# **ANEXO-4**

**DAVID CORDOVA ROJAS**

*Consultor Geomecánico*

Lima, 26 de Marzo del 2004

Señor Ingeniero  
José Cuadros Obando  
Gerente de Operaciones (a.i)  
Empresa Minera Los Quenuales S.A.  
Mina Iscaycruz.-

Ref. Asesoramiento geomecánico en Mina Iscaycruz –  
Marzo 2004

Estimado Ingeniero:

Es grato dirigirme a Ud. a fin de hacerle llegar adjunto a la presente, el informe de los trabajos de asesoramiento geomecánico realizados durante mi estadía en la Mina Iscaycruz, los días 23 al y 26 de Noviembre del presente año.

Sin otro particular y a la espera de sus gratas órdenes, hago propicia la oportunidad para reiterar a Ud. mi mayor consideración y alta estima.

Muy atentamente,

c.c.

EMLQSA:

Ing. Roberto Lira

Ing. Jimmy Cárdenas

Ing. Fernando Rebata

Ing. Marco Velezmoro

Ing. Víctor Ramos

*Av .Los Ingenieros 757-Urb. Santa Patricia Etapa II La Molina Lima 12-Telefax 3491068 Cel. 9850895  
E-mail: davidcor@terra.com.pe*

---

***EMPRESA MINERA YAULIYACU S.A.***

***EMYSA***

---

***TRABAJOS DE ASESORAMIENTO GEOMECANICO***

***MINA ISCAYCRUZ***

***INFORME MARZO 2004***

***ELABORADO POR:***

***Ing. David Córdova Rojas  
Consultor Geomecánico***

**MARZO 2004**  
**LIMA - PERU**  
**TRABAJOS DE ASESORAMIENTO GEOMECANICO**  
**MINA ISCAYCRUZ**

**INFORME DE MARZO 2004**

## **1. Introducción**

Se pone a consideración de EMYSA el presente informe, el mismo que corresponde a los trabajos de asesoramiento geomecánico llevados a cabo en la mina Iscaycruz, durante la visita efectuada los días 23 al 26 de Marzo del presente año.

Según las coordinaciones efectuadas con el personal del Departamento de Planeamiento - Ingeniería, el programa de trabajo establecido para esta visita tuvo como objetivos:

- ❑ Evaluar desde el punto de vista geomecánico, la posibilidad de utilizar el método de minado de hundimiento por subniveles al Cuerpo Rosita.
- ❑ Evaluar desde el punto de vista geomecánico, la posibilidad de utilizar el método de minado hundimiento por subniveles al Cuerpo Tinyag.

A continuación se desarrollan estos dos temas.

## **2.0 Método de minado hundimiento por subniveles**

### **2.1 Generalidades**

Las aplicaciones originales del método de minado hundimiento por subniveles, fue en terrenos tan débiles que estas podrían colapsar aun en galerías muy pequeñas cuando el soporte era removido. Este método daba alta dilución y baja recuperación y era lento, pero fue la única manera de minar este tipo de cuerpos mineralizados.

En tiempos mas recientes, este método de minado ha sido adaptado a terrenos más competentes, los cuales requieren de perforación y voladura. Los subniveles son establecidos de 7.6 a 12.2 m de intervalos verticales. El acceso es usualmente por un sistema de rampas. Las galerías o crucero de producción (ventanas) están espaciados a 10.7 m entre sus centros. Se construye un slot en el contacto mineral-estéril y con perforación en abanico se comienza la rotura, el burden utilizado es de 1.2 a 1.8 m. Cuando un número suficiente de taladros han sido perforados, la producción comienza con la voladura de uno o dos filas de taladros perforados. Luego se limpia el mineral con equipo LHD. Al inicio del jale del mineral, la cajas pueden no hundirse y la

operación será similar al open stoping. Después el hundimiento se producirá y se tendrá que establecer una secuencia de avance de minado muy cuidadoso.

## **2.2 Características de la roca**

El mayor problema con el hundimiento por subniveles es el control y minimización de la dilución, para lo cual es necesario que haya frentes estables y una buena fragmentación del mineral. La roca mineralizada deberá ser suficientemente fuerte para permanecer sin excesivo soporte, a causa de la gran cantidad de trabajos de desarrollo que tienen que realizarse, también deberá proveer frentes razonablemente estables, debe ser adecuado para perforar taladros de 15 m o más de longitud, y debe permitir que los taladros perforados permanezcan abiertos para después ser cargados con explosivos.

Por otro lado, el desmonte rocoso de la caja techo, debe ser lo suficientemente débil para poder hundirse.

En general, el método de minado de hundimiento por subniveles puede ser aplicado tanto en terrenos duros como en terrenos moderadamente débiles.

Hay ejemplos de aplicación de este método de minado en rocas moderadamente débiles tanto del mineral como de la caja techo. Las Minas Craigmont y Granduc en Canadá y la Mina Shabanie en Rhodesia, utilizan este método de minado en condiciones de mineral y caja techo moderadamente débiles.

## **2.3 Forma, tamaño y buzamiento**

El método de hundimiento por subniveles, puede ser aplicado principalmente en cuerpos irregulares y cuerpos o vetas anchas o angostas, desde 3.6 m de potencia.

El buzamiento vertical es el mejor, el buzamiento medio es bastante satisfactorio, aunque no tan bueno.

En buzamiento medio ( $60^\circ$ ), la geometría es aun bastante favorable y aunque se puede perder un poco de mineral en la caja piso, por el concepto de “zona pasiva”, sin embargo, la recuperación puede ser relativamente buena.

## **2.4 Ventajas y desventajas del método**

El hundimiento por subniveles es un método de minado masivo basado en la utilización del flujo gravitacional del mineral fragmentado mediante perforación y voladura y el hundimiento de la roca estéril principalmente de la caja techo. Como cualquier otro método de minado, tiene ventajas y desventajas.

### Ventajas:

1° Seguridad: Todas las actividades mineras son ejecutadas en o desde aberturas relativamente pequeñas, proporcionando buenas condiciones para prevenir los

accidentes, de esta manera se constituye en uno de los métodos de minado más seguros. Normalmente las máximas dimensiones de las galerías de extracción son de 5 m de ancho por 4 m de altura. En roca competente, la seguridad y estabilidad de tales galerías puede ser fácilmente lograda con voladuras controladas o por combinación de las mismas con el sostenimiento (shotcrete). En rocas menos competentes, la estabilidad puede ser lograda por la combinación de voladura controlada y el sostenimiento mediante pernos, malla y shotcrete u otro que sea meceario.

2° Mecanización: Las operaciones mineras puede comprender 4 grupos de operaciones unitarias: 1) desarrollo de las galerías o cruceros y su reforzamiento, 2) perforación en abanico, 3) voladura de producción (fragmentación), y 4) flujo de mineral, carguío y transporte. A causa de la naturaleza repetitiva de este sistema de minado, casi todas las actividades pueden ser estandarizadas. Esto significa un alto grado de mecanización. Las secciones de las labores mineras permiten el uso de equipo trackless.

3° Flexibilidad: La estandarización y especialización de las actividades mineras y equipos, en niveles separados (nivel inferior o nivel en desarrollo, nivel superior o nivel de producción), junto con el sistema de transporte trackless, crea un alto grado de flexibilidad. Esto permite un rápido inicio del minado y flexibilidad para hacer cambios en la tasa de producción.

4° Organización del trabajo: Permite una buena concentración, organización y condiciones de trabajo. Normalmente, en el nivel inferior, son llevadas a cabo varias fases de desarrollo. Los niveles superiores están en varias fases de extracción. Por consiguiente, el trabajo puede ser fácilmente organizado en un sistema que excluya las interferencias en las actividades de minado.

En resumen, la seguridad del minado (en aberturas de pequeñas dimensiones), la buena flexibilidad, la organización del trabajo y la alta mecanización con equipos mineros modernos, proporcionan muy buenas condiciones de trabajo. Por tanto, el minado por subniveles puede ser efectivo y de costo relativamente bajo.

#### Desventajas:

1° Hay una dilución relativamente alta del mineral por el hundimiento del desmonte, especialmente cuando se requiere alta recuperación.

2° Todo el mineral debe ser fragmentado mediante perforación y voladura, a fin de obtener un “material grueso” adecuado para ser extraído mediante flujo gravitacional.

3° Pueden ocurrir diversos tipos de pérdidas de mineral, por ejemplo, cuando se ha alcanzado el límite de extracción, el mineral remanente altamente diluido representa una pérdida de mineral; o en las zonas pasivas del nivel de extracción, localizado entre las zonas activas del flujo gravitacional, se pierde algo de mineral. En general estas pérdidas pueden ser grandes, cuando el buzamiento del cuerpo mineral es cada vez menor.

4° Se requiere una cantidad relativamente grande de desarrollos: galerías de transporte, generalmente ubicadas en la caja piso, en desmonte, en cada nivel; galerías de

subniveles, que conectan el minado activo en el cuerpo con las galerías de transporte, estas galerías están parcialmente en desmonte y parcialmente en mineral, y a medida que el buzamiento del cuerpo sea menor, aumenta la longitud de estas galerías; también se requiere orepasses y un nivel de transporte principal, ubicado en desmonte. En adición se requieren uno o dos sistemas de rampas para proporcionar acceso a los equipos trackless a los varios subniveles. Todas estas labores tienen un alto costo, particularmente cuando se utiliza el sostenimiento intensivo en rocas de mala calidad.

5° El minado genera hundimiento progresivo de la roca sobreyacente, resultando en subsidencia y daños a la superficie.

6° Para maximizar la recuperación del mineral, minimizar la dilución y lograr alta eficiencia en el minado, es muy importante obtener buena información sobre los parámetros del flujo gravitacional para el mineral fragmentado mediante perforación y voladura y para el desmonte que se hundirá. Para el estudio de factibilidad puede ser suficiente utilizar los datos de otras operaciones mineras que utilicen el método de minado de hundimiento por subniveles, en similares condiciones y circunstancias. Para el diseño y planeamiento detallado de la mina, se requieren datos más exactos, incluyendo estudios analíticos y experimentales, que podrían comprender hasta ensayos in-situ a escala real si fuera necesario.

## **2.5 Parámetros del método de minado**

### Esquemas transversal y longitudinal

En cuerpos mineralizados anchos, el esquema transversal es el más indicado, pero cuando los anchos de los cuerpos mineralizados están debajo de 15 m, el esquema transversal es impráctico, en este caso el esquema longitudinal es el más adecuado, construyendo galerías de producción a lo largo del rumbo de la estructura, pudiendo ser una sola galería o varias según el ancho de la estructura.

En la mina Craigmont (Canadá) se utiliza el esquema longitudinal en cuerpos de hasta 21 m de potencia. En la mina Granduc (Canadá) se utiliza el esquema longitudinal en cuerpos de hasta 18 m de potencia.

Por lo general, no siempre, la recuperación es mejor con el esquema transversal que con el esquema longitudinal, debido que en este último hay una tendencia de quedarse el mineral en cuerpos mineralizados de geometría irregular.

En el esquema transversal, la galería de transporte es ubicada en el desmonte, preferentemente en la caja piso, más o menos a 9 m del contacto con el mineral. Aquí, ésta tendrá mínimo daño por la voladura. En el esquema longitudinal, las galerías de producción tienen que estar también en desmonte, donde estarán situados los orepasses a intervalos convenientes.

### Altura de subniveles

En teoría la altura entre los subniveles tiene que ser tanto como sea posible. En la práctica muchos factores gobiernan su dimensionamiento. Uno de estos factores es el

*buzamiento de cuerpo*. Cuando el buzamiento es vertical, no hay restricciones, pero si el buzamiento es bajo, la altura tiene que ser reducida para evitar el jale del desmonte de la caja techo. Otro factor es la *habilidad para perforar, cargar, y romper la roca para una fragmentación satisfactoria y el costo de hacer esto*. La desviación de los taladros y los costos se incrementan rápidamente con la longitud del taladro. Si el mineral es débil, puede ser difícil mantener los taladros abiertos para su carguío. Si el mineral no es bien fragmentado, la recuperación y dilución serán seriamente afectadas. Alturas entre subniveles de 9 a 11 m son bastante comunes con longitud máxima de taladros de 15 a 18 m. Alturas en exceso de esto, deben ser tratadas de manera especial.

Las minas Craigmont (Canadá), Granduc (Canadá), Shabanie (Rhodesia), que aplican el método de minado de hundimiento por subniveles, utilizan altura entre subniveles de 9 m. En la mina Granduc utilizan también altura entre subniveles de 13.7 m para el esquema longitudinal.

En roca de mayor competencia, como en las minas Kirunavaara (Suecia) y Kimberley (Sud Africa), la altura entre subniveles es de 12 y 15 m respectivamente.

#### Espaciamiento de las galerías de producción y ancho de pilares

Hay distintas relaciones para establecer estos parámetros. La excentricidad del hundimiento puede ser estimada a partir de ensayos sobre modelos con el cual se determinará el espaciamiento de las galerías y ancho de los pilares.

Para el caso de rocas débiles, caso de las minas Craigmont (Canadá), Granduc (Canadá), Shabanie (Rhodesia), el espaciamiento centro a centro de las galerías de producción varía de 8 m a 12 m, lo común es 11 m. Con estas medidas, el ancho del pilar ubicado entre las galerías es de 5.5 m a 7 m. Este ancho de pilar puede ser incrementado hasta 8 m si el pilar no fuera suficientemente fuerte para soportar las cargas del techo.

Para el esquema longitudinal, la dimensión más común del ancho del pilar entre las galerías es de 6 m.

#### Tamaño y forma de la galería de producción

Esto tiene mucha importancia para el flujo del mineral. La galería tiene que ser tan ancha como sea posible, dando buen sostenimiento al techo y al frente. Para un flujo óptimo el techo de la galería debe ser plano, de esta manera el mineral fluiría en todo el ancho del techo. Si la galería fuera arqueada, el flujo de mineral solo se produciría en el centro del techo, y no en los costados, en este caso el desmonte será jalado hacia abajo en el centro, antes que todo el mineral haya sido recuperado. Si por razones de sostenimiento los techos fueran arqueados, entonces las galerías deberán estar lo más cercanas posibles.

Las dimensiones más utilizadas de la galería de producción son: ancho de 4 m a 5 m, altura de 3 m a 4 m. Solo se ha registrado un caso, de la mina Shabanie (Rhodesia), en

donde se utilizan galerías de 2.4 m x 2.4 m. Las dimensiones más comunes son de 4 m x 3.5 m.

### Perforación y voladura en abanico

Las prácticas actuales comprenden, perforar tanto como sea posible, taladros en abanico para conformarse a la elipsoide de movimiento. Los taladros deben ser cuidadosamente alineados y perforados, para lo cual deberán adoptarse las medidas necesarias. Asimismo el carguío y la voladura deben ser realizados cuidadosamente.

### Sostenimiento del frente

Este es un factor crítico en el rendimiento del hundimiento por subniveles. Todas las actividades del desarrollo de la perforación y voladura, son preparaciones necesarias para el adecuado flujo de mineral desde detrás del frente. Si el frente fuera fuerte e intacto, la recuperación será máxima y la dilución será minimizada. Los efectos del colapso del frente son adversos, principalmente se podrían perder hasta la fila de taladros perforados, este es un problema común en rocas de mala calidad.

El sostenimiento utilizado en el frente de las galerías de producción es generalmente con shotcrete, en algunos casos se utiliza pernos y shotcrete, reforzado con malla o fibras de acero. Solo en el caso de la mina Craigmont (Canadá), se ha registrado el uso de pernos, malla, shotcrete, madera y cimbras para el sostenimiento.

Es necesario señalar que también se debe instalar un buen sostenimiento en las intersecciones de las excavaciones y donde sea requerido.

### Control del flujo de mineral

El control del flujo está asociado con la identificación del punto en el cual debe cesar la extracción del mineral y disparar los siguientes taladros perforados. Este es uno de los aspectos más críticos, para controlar la recuperación y la dilución. El control puede realizarse mediante el método visual o mediante el método de muestreo y ensayos, cuando es difícil distinguir el mineral del desmonte.

## **3.0 Posibilidades de utilización del método de minado de hundimiento por subniveles en el Cuerpo Rosita**

### **3.1 Generalidades**

Según indicaciones del suscrito, el personal de los Departamentos de Geología y Planeamiento, ha preparado la siguiente información para evaluar el método de minado que se utilizará para la explotación del Cuerpo Rosita:

1. Topografía del área en superficie
2. Geología
3. Morfología del yacimiento – Planos, sección longitudinal y secciones transversales

4. Distribución de leyes
5. Data base de los mapeos geomecánicos
6. Data base de las perforaciones diamantinas exploratorias
7. Zonificación geomecánica
8. Resultados de ensayos de laboratorio – Propiedades físicas y características de resistencia

En el presente informe no se presenta toda la información mencionada, pero se debe señalar que se ha utilizado toda esta información para realizar la evaluación de las posibilidades de utilización del método de minado de hundimiento por subniveles en el Cuerpo Rosita.

### **3.2 Geología local**

Rosita se ubica al Sur del Cuerpo Tinyag, a unos 300 m del mismo. El área está cubierta por materiales cuaternarios conformados por depósitos coluviales.

La mineralización de Zn está en dos cuerpos paralelos, en la Fm. Santa, una al piso (Cuerpo W) y otro al techo (Cuerpo E), separados por un paquete de pirita masiva y terrosa de más o menos 10 m de espesor.

El mineral económico comprende: skarn mineralizado, caliza mineralizada y pirita mineralizada. La mineralización esta en bandas, venillas y también en diseminados. Dentro del mineral económico también se presentan caballos de caliza y skarn.

El Cuerpo W está dentro del skarn estéril, el cual forma un paquete de más o menos 10m, las cajas inmediatas de este cuerpo la conforman este skarn, excepto en algunos tramos superiores de la caja techo, en donde se presentan piritas masivas y terrosas.

En el piso del paquete de skarn señalado, están las lutitas de la Fm. Carhuás, las mismas que se pueden observar en el Sector W del Pit Tinyag. Al techo del paquete de skarn se encuentra el paquete de pirita masiva y terrosa que separa el Cuerpo W del Cuerpo E.

La pirita masiva y terrosa conforma la caja piso del Cuerpo E y la caja techo inmediata está formado por skarn. Después del skarn vienen las cuarcitas con horizontes de areniscas, en un paquete de más o menos 40 – 45 m, y luego un paquete de margas de más o menos 10 m. Estas cuarcitas, areniscas y margas, corresponden a la Fm. Chimú.

### **3.3 Morfología del yacimiento**

El Cuerpo E ubicado al techo de la Fm. Santa, es de forma cercanamente tabular y es el que tiene mayor espesor (7 a 12 m). El Cuerpo W ubicado al piso, también tiene forma cercanamente tabular, con una potencia promedia de 2.5 m. El rumbo de ambas estructuras mineralizadas es paralelo a la estatificación: rumbo N35°W y buzamiento 65°-70°NE.

Ambos cuerpos están ubicados muy próximos a la superficie. La altura entre la superficie y el tope de los cuerpos varías desde 10 m hasta unos 35 m.

La profundidad reconocida de estos cuerpos mineralizados es de aproximadamente 175 m y la longitud de 280 m.

### 3.4 Distribución de leyes

Según los resultados del trabajo efectuado por el Departamento de Geología, con el software DATAMINE, la distribución de leyes tanto en el Cuerpo W como en el Cuerpo E son típicamente GRADACIONALES.

### 3.5 Condiciones geomecánicas

#### Aspectos estructurales

Como estructuras mayores están los plegamientos, los fallamientos y los estratos, que son características de todo el yacimiento.

En Rosita, los estratos constituyen el principal sistema de discontinuidades estructurales, cuya orientación es similar a los Cuerpos W y E: rumbo NW y alto buzamiento al NE. Además se presentan otros dos sistemas típicos: el primero de rumbo NE y alto buzamiento al NW, el segundo de rumbo también NE y alto buzamiento al SE.

Tanto las rocas de las cajas piso y techo como la roca mineralizada presenta un alto grado de fracturamiento.

#### Aspectos de calidad de la masa rocosa

La zonificación geomecánica realizada por el personal del Departamento de Planeamiento, utilizando el software DATAMINE y el sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989), indica lo siguiente:

	RMR Cuerpo W	RMR Cuerpo E
Caja piso	34	30
Mineral	32	30
Caja techo	30	20

El mineral y la caja piso presentan características similares de calidad. La caja techo de la Fm. Chimú presenta las condiciones geomecánicas más desfavorables hasta 40 - 60 m, luego las cuarcitas mejoran un poco hasta el paquete de margas, y después cada vez son mejores.

#### Aspectos de resistencia de la roca intacta

Si bien es cierto que se disponen de resultados de ensayos de laboratorio, sin embargo estos resultados corresponden a rocas de la mejor calidad, que constituyen un pequeño porcentaje del total de las rocas del área de Rosita. En la mayor parte de las rocas, no se pudo llevar a cabo el muestreo de testigos de perforaciones diamantinas, debido al intenso fracturamiento.

A partir de la data base de los mapeos geomecánicos realizados en las labores mineras del Pit Tinyag (cercano a Rosita – 100 m) y realizados en los testigos de las perforaciones diamantinas, se han estimado los siguientes valores de resistencia compresiva uniaxial:

Resistencia compresiva uniaxial - MPa		
	Cuerpo W	Cuerpo E
Caja piso	30	15
Mineral	20	30
Caja techo	15	5

Estas resistencias corresponden a rocas de calidad MALA – Resistencia Baja.

### 3.6 Selección del método de minado

Según la aplicación de los criterios de selección del método de minado como el de Boshkov y Wright (1973), Hartman (1887), Morrison (1981) y Nicholas (1981), el método de minado de hundimiento por subniveles no es el preferido para las condiciones naturales que presenta el yacimiento Rosita. Estos criterios dan preferencia a otros métodos como el corte y relleno y conjunto de cuadros. Sin embargo, es importante evaluar otros aspectos para poder descartar o adoptar este método en Rosita.

#### Aspectos importantes:

- En general, el método de minado de hundimiento por subniveles puede ser aplicado tanto en terrenos duros como en terrenos moderadamente débiles. El caso de Rosita es de terreno Malo o simplemente débil.
- Sin embargo, se ha encontrado ejemplos de aplicación de este método de minado en rocas moderadamente débiles tanto del mineral como de la caja techo. Las Minas Craigmont y Granduc en Canadá y la Mina Shabanie en Rhodesia, utilizan este método de minado en condiciones de mineral y caja techo moderadamente débiles.
- Este método funciona muy bien cuando el mineral puede permanecer estable sin excesivo sostenimiento. En el caso de Rosita para lograr frentes estables, posiblemente se requiera de buenos sistemas de sostenimiento; pero además hay que considerar los otros aspectos mencionados más adelante.
- Según el criterio de Laubscher, el mineral presenta buenas características de hundibilidad y fragmentación. Por el lado de la fragmentación mediante perforación y voladura no habría mayor inconveniente.
- Podría haber problemas relativos sobre la perforación de taladros de 15 o más m de longitud, aunque el personal de mina opina que esto no sería un inconveniente.

- Es posible que por la mala calidad de la roca y por las vibraciones producidas por la voladura, puedan no permanecer abiertos los taladros perforados para después ser cargados con explosivos, similarmente el personal de mina opina que esto no sería un inconveniente.
- En cuanto a la roca de la caja techo, sus condiciones geomecánicas le confieren buenas características de hundibilidad y fragmentación. Por este lado se adecua bien al método.
- En cuanto a las características morfológicas del yacimiento, estas son adecuadas en cuanto a su buzamiento y potencia, siendo aptas para aplicar la modalidad de hundimiento por subniveles longitudinal (en potencias de 7 a 12 m).
- Las características mineralógicas del mineral no registran contenidos de materiales que podrían alterar el flujo de mineral en el frente de extracción, como producir apelmazamientos por presencia de arcilla y agua.
- La presencia de agua no será un problema, según lo observado en el Pit Tinyag. Se puede implementar sistemas de drenaje en superficie.
- La subsidencia comprometerá al Botadero Tinyag, en donde se descubrirán materiales generadores de drenaje ácido. También comprometerá al Pit Tinyag.
- Tanto al piso como al techo (Fms. Carhuás y Chimú), se presentan rocas de calidad Mala. La rampa de acceso tendría que estar ubicada pasando el paquete de margas de la Fm. Chimú en donde hay presencias de cuarcitas de mejor calidad. Los accesos al cuerpo desde la rampa, para los subniveles, tendrían que atravesar rocas de mala calidad, requiriendo sostenimiento severo.
- En superficie, el ingreso a la rampa tendría que estar alejado en más de unos 100 m aproximadamente si se quiere que esta no sea perturbada durante todo el minado del yacimiento.
- Se puede aproximar la rampa al cuerpo mineralizado, aceptando que el progreso del minado anulará a la rampa encima del nivel de extracción. En este caso el acceso por la rampa deberá ser en una cota inferior.
- Sería muy difícil explotar por este método de minado el Cuerpo W por la potencia que tiene. Al explotar el Cuerpo E comenzaría rápidamente a perturbarse el Cuerpo W, dejándolo no apta para su explotación.
- Si se adoptara el método de minado de hundimiento por subniveles, la explotación de Rosita iría adelantado respecto a Tinyag, debido a que este último tendrá influencia sobre la explotación de Rosita.
- Si bien el yacimiento está ubicada sub superficialmente, en donde se asume que los esfuerzos no tendrían influencia significativa, sin embargo, siendo las rocas de calidad Mala y muy deformable, el peso muerto de los materiales de la subsidencia ejercerá presiones verticales, con la consecuente marcada inestabilidad de las labores mineras en el frente de extracción. Conforme avance el minado en

profundidad, este fenómeno irá en aumento. Si se tuviera en extracción más de un nivel, la situación sería un tanto complicada.

- Este método demanda una gran cantidad de labores de desarrollo, en nuestro caso hay que añadir a esto la necesidad de utilizar buenos sistemas de sostenimiento, lo cual significará un alto costo de estas labores.
- En rocas de mala calidad como es el caso de Rosita, tendrá mucha importancia mantener el frente de extracción totalmente estable. El colapso del frente de avance traerá consigo muchos problemas en el minado, puesto que se podrían perder los taladros perforados cerca del frente para continuar con la producción del mineral.
- Asumiendo preliminarmente los siguientes parámetros de minado: alturas entre subniveles de 10 m, galerías de extracción de 4 m de ancho por 3.5 m de altura, espaciamiento entre las galerías de extracción de 10 m y ancho del pilar de 6 m, que es el ancho recomendado para el esquema longitudinal del método, sería recomendable hacer un ejercicio para evaluar la factibilidad técnica – económica de este método de minado.
- Siendo el terreno de mala calidad y teniendo los parámetros preliminares dados en el párrafo anterior, se estima que las condiciones de estabilidad de las excavaciones podrían ser precarias.

#### **4.0 Posibilidades de utilización del método de minado de hundimiento por subniveles en el Cuerpo Tinyag**

##### **4.1 Generalidades**

Se ha tenido disponible similar información que la mencionada para Rosita, la misma que fue preparada por el personal de los Departamentos de Geología y Planeamiento.

Se ha utilizado toda esta información para realizar la evaluación de las posibilidades de utilización del método de minado de hundimiento por subniveles en el Cuerpo Tinyag.

##### **4.2 Geología local**

El Cuerpo Tinyag está ubicado al sur de las instalaciones de la mina Iscaycruz. La parte superior de este cuerpo está siendo explotada a cielo abierto (Pit Tinyag). La parte inferior se explotará por métodos subterráneos. Justamente a ello está dirigida esta evaluación.

El área está superficialmente dentro del Pit Tinyag. La mineralización de Zn está en un cuerpo principal, dentro de la Fm. Santa. Esta formación aquí tiene una potencia de 60 m.

La caja piso inmediata del cuerpo mineralizado está conformada por skarn y en algunas zonas por pirita masiva fracturada.

El mineral está conformado por skarn mineralizado con bandas y venillas de escalerita. Dentro del cuerpo mineralizado ocurren algunos caballos de caliza y skarn estéril.

La caja techo está conformada mayormente por pirita terrosa de hasta 30 m de potencia y en algunas zonas por skarn estéril. Pegada al techo de la formación Santa se presenta otro cuerpo mineralizado pequeño, paralelo al cuerpo principal, con potencia promedio de unos 3 m.

Al piso de la Fm. Santa se presentan calizas lutáceas de la Fm. Carhuás y al techo, cuarcitas y areniscas, incluyendo un paquete de margas de hasta 15 m de potencia, de la Fm. Chimú.

### **4.3 Morfología del yacimiento**

El Cuerpo Tinyag es de forma cercanamente tabular, con potencias que varían entre 25 y 30 m. El rumbo del cuerpo es paralelo a la estatificación: rumbo N35°W y buzamiento 65°-70°NE.

El cuerpo está aflorando en el Pit Tinyag. Su longitud aproximada es de 200 m y su profundidad reconocida es aproximadamente 140 m.

### **4.4 Distribución de leyes**

Según los resultados del trabajo efectuado por el Departamento de Geología, con el software DATAMINE, la distribución de leyes del Cuerpo Tinyag es también típicamente GRADACIONAL.

### **4.5 Condiciones geomecánicas**

#### Aspectos estructurales

Son similares a las mencionadas para el Cuerpo Rosita. Justamente las características de Rosita han sido estimadas a partir de la información tomada del Pit Tinyag.

Como estructuras mayores están los plegamientos, los fallamientos y los estratos, que son características de todo el yacimiento. En el caso de Tinyag se pueden observar fallas de estratificación y también algunas otras fallas menores identificadas en el pit, con espesores de 5 a 10 cm, rellenas con panizo, mineral u óxidos.

Por otro lado, los estratos constituyen el principal sistema de discontinuidades estructurales, cuya orientación es similar al cuerpo mineralizado: rumbo NW y alto buzamiento al NE. Además se presentan otros dos sistemas típicos: el primero de rumbo NE y alto buzamiento al NW, el segundo de rumbo también NE y alto buzamiento al SE.

#### Aspectos de calidad de la masa rocosa

La zonificación geomecánica realizada por el personal del Departamento de Planeamiento, utilizando el software DATAMINE y el sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989), indica lo siguiente:

	Extremo Norte (50 m)	Zona Central (100 m)	Extremo Sur (50 m)
Caja piso	40	44	40
Mineral	35	42	35
Caja techo	27	33	30

La caja piso es de calidad Mala a Regular. El mineral en la zona central es de calidad Regular y en los extremos de calidad Mala. La caja techo es la que presenta las condiciones geomecánicas más desfavorables, principalmente por la presencia de la pirita terrosa.

#### Aspectos de resistencia de la roca intacta

Se ha estimado los siguientes valores de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, a partir de la data base de los mapeos geomecánicos realizados en el Pit Tinyag y en los testigos de las perforaciones diamantinas.

	Extremo Norte (50 m)	Zona Central (100 m)	Extremo Sur (50 m)
Caja piso	35	35	35
Mineral	35	60	35
Caja techo	10	15	10

#### **4.6 Selección del método de minado**

Según la aplicación de los criterios de selección del método de minado como el de Boshkov y Wright (1973), Hartman (1887), Morrison (1981) y Nicholas (1981), en este caso, el método de minado de hundimiento por subniveles es el método preferido para las condiciones naturales que presenta el Cuerpo Tinyag. Aquí, también es necesario considerar los siguientes aspectos:

#### Aspectos importantes:

- Las condiciones geomecánicas de la roca en el caso de Tinyag, son más compatibles con el rango de condiciones en donde se practica con éxito el método de minado de hundimiento por subniveles.
- Este método funciona muy bien cuando el mineral puede permanecer estable sin excesivo sostenimiento. Este es el caso de Tinyag, salvo zonas localizadas, no se requerirán de sostenimiento severo.

- Con adecuadas técnicas de perforación y voladura, el mineral presentaría buenas características de fragmentación y hundibilidad.
- No habría mayores problemas con la perforación de taladros de 15 o más m de longitud.
- Siendo el mineral de calidad Regular, no habría mayores problemas para que los taladros perforados permanezcan abiertos y estables para después ser cargados con explosivos.
- En cuanto a la roca de la caja techo, sus condiciones geomecánicas le confieren buenas características de hundibilidad y fragmentación, adecuándose bien al método.
- En cuanto a las características morfológicas del yacimiento, estas también se adecuan bien al método (buzamiento y potencia). En este caso, podrían ser aplicables ambos esquemas del método, es decir, el esquema transversal y el esquema longitudinal.
- Las características mineralógicas del mineral, podrían causar algunos inconvenientes al método de minado, desde que hay presencia de argilitas (arcillas), lo cual podría influir en el apelmazamiento del mineral fragmentado, perturbando el flujo gravitacional.
- La presencia de agua no será un problema, o si lo es, será moderada, según lo observado en las labores subterráneas antiguas del Cuerpo Tinyag.
- La subsidencia comprometerá a todo el Pit Tinyag y también a parte de la Laguna Tinyag inferior, en donde se depositan los relaves que produce la planta de beneficio.
- La mejor ubicación de la rampa sería en la ubicación actual, pero entrando más en la Fm. Chimú en donde las cuarcitas tienen mejor calidad.
- El acceso a la rampa, en superficie, tendría que estar alejado en más de 120 m aproximadamente, si se deseara que esta no sea perturbada durante todo el minado del yacimiento.
- Se puede aproximar la rampa al cuerpo mineralizado, aceptando que el progreso del minado anulará a la rampa encima del nivel de extracción. En este caso el acceso por la rampa deberá ser en una cota inferior.
- Sería muy difícil explotar por este método de minado el pequeño cuerpo mineral que está hacia el techo del cuerpo principal, por la poca potencia que tiene. Al explotar el cuerpo principal comenzaría rápidamente a perturbarse el pequeño cuerpo, dejándolo no apta para su explotación.
- Si se optara por el método de minado de hundimiento por subniveles para ambos cuerpos: Rosita y Tinyag, la explotación de Rosita iría adelantado respecto a Tinyag, debido a que este último tendrá influencia sobre la explotación de Rosita.

- Se asume que los esfuerzos no tendrían influencia significativa, y por las condiciones geomecánicas principalmente del mineral, las presiones verticales debido a la subsidencia estarían en rangos tolerables.
- Dada la calidad Regular de la roca mineralizada, será más sencillo mantener el frente de extracción totalmente estable, siendo menos probable el colapso del frente de avance.
- Similarmente que Rosita, asumiendo preliminarmente los mismos parámetros del método de minado de hundimiento por subniveles, es decir: alturas entre subniveles de 10 m, galerías de extracción de 4 m de ancho por 3.5 m de altura, espaciamiento entre las galerías de extracción de 10 m para el esquema longitudinal y 11 m para el esquema transversal, y ancho del pilar de 6 m para el esquema longitudinal y 7 m para el esquema transversal, sería recomendable hacer un ejercicio para evaluar la factibilidad técnica – económica de este método de minado en las dos modalidades: esquema longitudinal y esquema transversal.

## **5. Conclusiones y recomendaciones**

- Según las condiciones naturales que caracterizan al Cuerpo Tinyag, este presenta mayores posibilidades que el Cuerpo Rosita, para aplicar el método de minado de hundimiento por subniveles.
- La aplicación del método de minado citado al Cuerpo Rosita, podría tener complicaciones de orden geomecánico, sin embargo, no se debe descartar este método.
- Se recomienda hacer los ejercicios indicados para los Cuerpos Rosita y Tinyag en los Acápites 3.6 y 4.6 respectivamente, a fin de evaluar preliminarmente la factibilidad técnica y económica del minado de hundimiento por subniveles.
- También es recomendable planear y pilotear el método de minado de hundimiento por subniveles en el Cuerpo Tinyag. Aquí ya se tienen labores subterráneas que pueden ser aprovechadas para tal fin.
- Para el caso de Rosita, evaluar la posibilidad de llevar a cabo el programa de investigaciones elaborado conjuntamente con el personal del Departamento de Planeamiento, para proyectar el método de minado de hundimiento por subniveles en el Cuerpo Rosita. Paralelamente se debe también evaluar otras alternativas de métodos de minado para este cuerpo.

DCR.

Lima, 26 de Marzo del 2004

# **ANEXO-5**

**ESTIMACION DEL ANGULO DE SUBSIDENCIA**

# ESTIMACION DEL ANGULO DE SUBSIDENCIA SLC DE TINYAG

Ing. David Córdova Rojas  
Consultor Geomecánico

## 1. Introducción

Cuando se utiliza el método de minado “hundimiento por sub niveles” (SLC), a medida que progresa la extracción del mineral, se va formando una cavidad subterránea, que provoca en las áreas superiores manifestaciones de inestabilidad, generándose una depresión en la superficie del terreno. Este fenómeno de inestabilidad se denomina “subsistencia”. En otros términos, la subsistencia es el hundimiento en profundidad y su repercusión en superficie. Inicialmente los efectos de esta subsistencia son locales en los niveles superiores, pero al continuar el proceso de extracción estos se hacen cada vez más notorios en la superficie, llegándose a generar un “cráter de subsistencia”.

El “cráter de la subsistencia” está definido por dos ángulos: uno determinado por la inclinación de las paredes del mismo, o denominado también “ángulo de desplome”; y el otro, que define la zona límite del efecto de la subsistencia, o denominado también “ángulo de fracturamiento”.

A fin de planificar adecuadamente la ubicación de los diferentes tipos de excavaciones de acceso y servicios para la explotación del cuerpo Tinyag, y proteger las instalaciones ubicadas en la superficie, que pudieran ser afectadas por la subsistencia, como es el caso del borde Sur del depósito de relaves sub acuático Tinyag Inferior, es importante determinar los ángulos de desplome y de fracturamiento. Para ello se han aplicado diferentes procedimientos, los mismos que a continuación se detallan.

## 2. Método Mina El Teniente

Basado en observaciones visuales, experiencias obtenidas en otras operaciones mineras, información proveniente de diferentes tipos de instrumentación de monitoreo, y aplicación de esquemas computacionales de modelos de equilibrio límite propuestos por Hoek (1974) y Ferguson (1979), se desarrollaron en Mina El Teniente (Caviaras, 1992), curvas de diseño para estimar el ángulo de desplome y el ángulo de fracturamiento, en función de la calidad geomecánica de la masa rocosa (RMR de Bieniawski, 1989) y de la profundidad a la cual se encuentra el nivel del hundimiento.

Según estas curvas de diseño, para el caso de Tinyag, considerando que la calidad de la masa rocosa (RMR) está en el rango de 40 a 55, el ángulo de desplome variaría de 55° a 62°, y el ángulo de fracturamiento de 40° a 45°. Debe indicarse que estos valores corresponden a una profundidad de 200 m, que es profundidad mínima que se considera en estas curvas de diseño. La profundidad máxima que se alcanzará en Tinyag es de unos 100 m.

## 2. Experiencia de Mina Rosaura

Mina Rosaura es una de las operaciones mineras del Grupo Glencore en Perú, como lo es también Mina Iscaycruz. En Rosaura se viene utilizando el método de minado SLC. La masa rocosa del cuerpo mineralizado y de las rocas encajonantes inmediatas son de

calidad Muy Mala a Mala (RMR 15 a 30), pero la masa rocosa de la caja techo alejada mejora su calidad a Mala a Regular (RMR 35 a 50). Se ha estimado un ángulo de fracturamiento de  $48^\circ$ . El ángulo de desplome aun no está muy bien definido.

### **3. Modelamiento en maqueta – SLC Tinyag**

Como parte de las investigaciones que se han realizado para la aplicación del SLC en Tinyag, se ha llevado a cabo modelamientos a escala física reducida o maqueta (Ramos V., 2005). Los resultados de este trabajo (ver Anexo A) han indicado lo siguiente:

1. Las mayores deformaciones ocurren en la caja techo, como consecuencia del espacio vacío generado por la extracción del mineral. Las deformaciones varían de acuerdo al nivel de la extracción del mineral. El modelamiento en maqueta se realizó con siete sub niveles, obteniendo los siguientes resultados en este nivel:
  - a. Con un ángulo de  $76^\circ$ , del último nivel de extracción, todo el material por encima de este ángulo colapsa inevitablemente en la superficie y estratos cercanos.
  - b. Con ángulos entre  $52^\circ$  a  $75^\circ$ , se presentan intensos agrietamientos en la superficie del terreno, ligeros desmoronamientos, y desplazamiento y movimiento en la propia roca, tanto en la superficie como en interior mina.
  - c. Con ángulos de  $45^\circ$  a  $52^\circ$ , se presenta leve agrietamiento y desplazamientos menores.
  - d. Menores ángulos que  $45^\circ$  no se observa desplazamiento o agrietamiento alguno.
2. Las deformaciones producidas en la caja piso son menores, en superficie su influencia abarca unos 10 m y en interior mina unos 4 m. El resto de la caja piso no presenta deformaciones o agrietamientos.
3. El material que reemplaza al mineral extraído, funciona como un material de relleno que pueda minimizar los movimientos producidos tanto en interior mina como en la superficie. A mayor cantidad de carga los movimientos serán menores, esto se observó claramente en las simulaciones efectuadas tanto en la maqueta y en la aplicación del software aplicado a este diseño.

De estos resultados podemos concluir que el ángulo de agrietamiento para la caja techo puede estar entre  $45^\circ$  a  $52^\circ$  y el ángulo de desplome entre  $52^\circ$  y  $72^\circ$ .

### **4. Estabilidad estructuralmente controlada**

El análisis de la distribución de discontinuidades estructurales en el área del cuerpo Tinyag, realizado como parte del Estudio de Falibilidad del Minado de Tinyag (Capítulo 3) ha indicado que tanto en la caja techo, en el cuerpo mineralizado, como en la caja piso de Tinyag, se presenta un arreglo estructural muy similar, conformado por tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales, cuyas orientaciones se pueden ver en el Cuadro 1.

**Cuadro 1**  
**Sistemas de discontinuidades de Tinyag**

<b>Ubicación</b>	<b>Sistema 1</b>	<b>Sistema 2</b>	<b>Sistema 3</b>
Caja techo	70°/058°	76°/154°	74°/336°
Caja piso	72°/046°	72°/145°	62°/301°
Compósito General	70°/057°	68°/152°	69°321°

El Sistema 1, que corresponde a los estratos, de rumbo NNW y alto buzamiento al NE; el Sistema 2, formado por diaclasas, de rumbo NEE y alto buzamiento al SE; y el Sistema 3, formado también por diaclasas, de rumbo NE y alto buzamiento al NW.

Un simple análisis cinemático de la estabilidad de los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag, asociados al minado por SLC de este cuerpo, indica que el mecanismo de falla del talud Este sería por vuelco (“toppling”) y del talud Oeste por deslizamiento planar, siempre y cuando en este último caso el talud tuviera más de 70°, que es el ángulo de buzamiento de los estratos. Los resultados que más adelante se presentan y los resultados de este análisis cinemático, indican que el talud Oeste (caja piso) presentará menor perturbación que el talud Este (caja techo). Desde luego que estos análisis tienen que ser complementado con los otros análisis que se presentan en este documento.

## **5. Estabilidad de los taludes del Pit en SLC Tinyag**

A fin de tener mayores elementos de juicio sobre los ángulos de subsidencia, se ha analizado la estabilidad de los taludes del Pit Tinyag con el avance del minado por SLC, utilizando el programa SLIDE Versión 5.013 (Rocscience, 2004) y las propiedades de los diferentes tipos de masas rocosas determinadas en estudios previos realizados por el suscrito para el diseño del Pit Tinyag. Los resultados se presentan en el Anexo B.

Conforme el minado avance en profundidad, el talud Este ubicado en la caja techo irá quedando colgado por el buzamiento del cuerpo mineralizado, esto influirá en la estabilidad de este talud. En el caso del talud Oeste ubicado en la caja piso, el avance del minado significará el aumento de la altura del talud, lo cual también influirá en su estabilidad. Los análisis fueron efectuados en las condiciones más críticas, considerando que las cavidades del minado están vacías. En la práctica esto no será así, pues estas cavidades irán rellenándose progresivamente por el hundimiento de las cajas, en particular de la caja techo.

Se han asumido superficies de falla circular como una aproximación a la estabilidad gobernada por la calidad de la masa rocosa. Primero se analizó la estabilidad de los taludes Este (caja techo) y Oeste (caja piso), en las condiciones presentes, antes del inicio del minado por SLC del cuerpo Tinyag. Los resultados indican que ambos taludes presentan actualmente estabilidad satisfactoria, siendo ligeramente menor en el talud Oeste.

Luego, se analizó la estabilidad de los taludes Este y Oeste, con el progreso del minado. Los resultados mostraron que cuando se ejecutan los cortes sucesivos por SLC, es el talud Este el que sufre mayor inestabilidad por efectos de la subsidencia, debido a que con el avance del minado este va quedando colgado, por el buzamiento del cuerpo

mineralizado. En el segundo corte el ángulo de desplome es de 50°, en el tercero 59° y al final del minado 67°. Se observa un aumento de este ángulo con la profundidad del minado.

En relación al talud Oeste, los análisis efectuados no muestran con claridad el posible ángulo de desplome; aparentemente este talud conserva un grado de estabilidad tendiendo al equilibrio límite. En parte esto es debido a que el talud no queda colgado como el talud Este, quedando solo la influencia del aumento de la altura del talud. El análisis de esfuerzos y deformaciones que más adelante se presenta da más luces al respecto.

## **6. Análisis esfuerzo/deformación**

Finalmente, para establecer ángulos adecuados de subsidencia, también se ha llevado a cabo un análisis esfuerzo/deformación con la técnica de elementos finitos, utilizando el programa PHASE<sup>2</sup> Versión 5.046 (Rocscience, 2004). Las propiedades de los diferentes tipos de masa rocosas han sido tomadas de los estudios previos realizados por el suscrito para el diseño del Pit Tinyag.

En este caso, se ha simulado el avance del minado del cuerpo Tinyag en profundidad aplicando el SLC. Los resultados de este modelamiento se presentan en el Anexo C. Según estos, podemos establecer que conforme avance el minado en profundidad, la perturbación de la masa rocosa del talud Este (caja techo) será cada vez mayor. La situación más crítica ocurrirá cuando el minado llegue a su fin, según los planes de minado que actualmente se tienen en el Departamento de Planeamiento. En esta etapa el ángulo de esta inestabilidad es aproximadamente 52°, que correspondería al ángulo de fracturamiento.

En el caso del talud Oeste (caja piso), la perturbación será menor que la caja techo, sin embargo, se puede anticipar que habrá un grado de inestabilidad, definido por los valores del factor de seguridad menores que la unidad (1.0). Ver Figura 8 del Anexo C.

A manera de investigar alguna alternativa para disminuir la perturbación de la masa rocosa de los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag, se ha simulado el relleno del área de subsidencia utilizando materiales de desmonte. Esto podría materializarse, acumulando el desmonte del tajo Rosita en el fondo del Pit Tinyag. Cuando comience el minado por SLC en Tinyag, estos materiales de desmonte acumulados comenzarán a hundirse, rellenando parcialmente las cavidades dejadas por la extracción del mineral.

Los resultados de la simulación citada son presentados en el Anexo D, los mismos que indican una disminución muy significativa de la perturbación de la masa rocosa involucrada con los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag. El relleno actuaría en este caso como confinamiento de los pies de estos taludes, mejorando sus condiciones de estabilidad. Esto también favorecería a las condiciones de estabilidad del terreno en superficie.

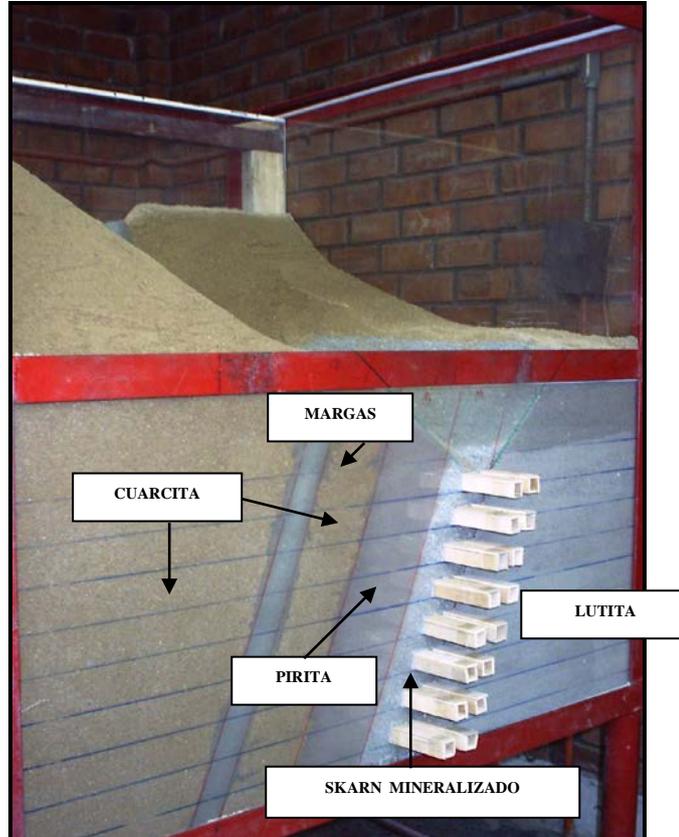
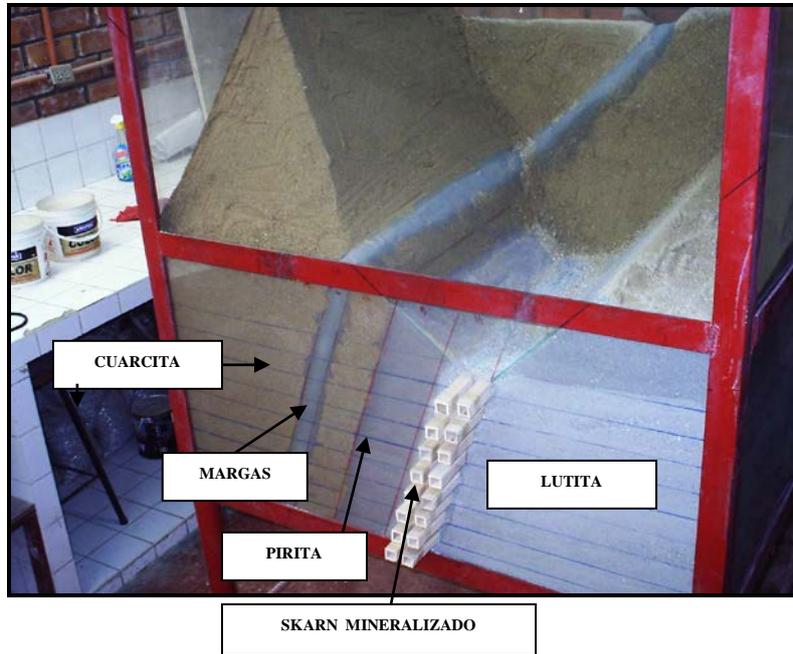
## **7. Recomendaciones sobre los ángulos de subsidencia para el SLC Tinyag**

De los diferentes procedimientos utilizados para evaluar los ángulos de subsidencia (ángulo de desplome y ángulo de rotura) asociados al minado por SLC del cuerpo Tinyag, se dan las siguientes recomendaciones:

- Para la caja techo, adoptar para el planeamiento y diseño del minado por SLC del cuerpo Tinyag: ángulo de desplome  $65^\circ$  y ángulo de fracturamiento  $50^\circ$ .
- Para la caja piso, si bien es cierto que aquí habrán menores perturbaciones, sin embargo, por seguridad, se recomienda adoptar los mismos ángulos que la caja techo.
- Para las colas Sur y Norte del cuerpo Tinyag, similarmente adoptar los mismos ángulos que la caja techo y caja piso. Si bien es cierto que en estos lugares estos ángulos serán mayores por el confinamiento que suministrarán los materiales hundidos de las cajas Este y Oeste, sin embargo, en ambas colas se ubican estructuras importantes a proteger: al Norte la relavera subacuática Tinyag Inferior, y al Sur el minado del cuerpo Rosita (ver figuras del Anexo 6).
- Si consideramos los ángulos señalados y el subnivel del fondo de minado (cota 4448), el dique Sur de la relavera Tinyag Inferior podría ser afectada, constituyendo un alto riesgo para la operación minera. Por tanto es recomendable por un lado, dejar de extraer una porción (cuña) de mineral de la cola Norte del cuerpo Tinyag; por otro lado, monitorear los desplazamientos de esta estructura utilizando un sistema de inclinometría. El mineral que quedaría no es muy significativo, debido a que en este lugar la mineralización se angosta. A la luz de los resultados del monitoreo y las observaciones que se pudieran realizar, esta mineral al final podría ser recuperado.
- Para no afectar al minado del cuerpo Rosita, es recomendable que el minado subterráneo por SLC de Tinyag y Rosita sean llevados a cabo en forma paralela. A través de un adecuado planeamiento y diseño del minado de ambos cuerpos, podrá evitarse la influencia del minado de Tinyag sobre el minado de Rosita.
- Es recomendable verter la mayor cantidad posible el desmonte del Pit Rosita en el fondo del Tajo Tinyag, antes del inicio del minado por SLC del cuerpo Tinyag. EL desmonte que ingrese al área de subsidencia, rellenando parcialmente las cavidades dejadas por la extracción del mineral, disminuirán las perturbaciones de la masa rocosa involucrada con los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag. El relleno actuaría en este caso como confinamiento de los pies de estos taludes, mejorando sus condiciones de estabilidad. Esto también favorecería a las condiciones de estabilidad del terreno en superficie.

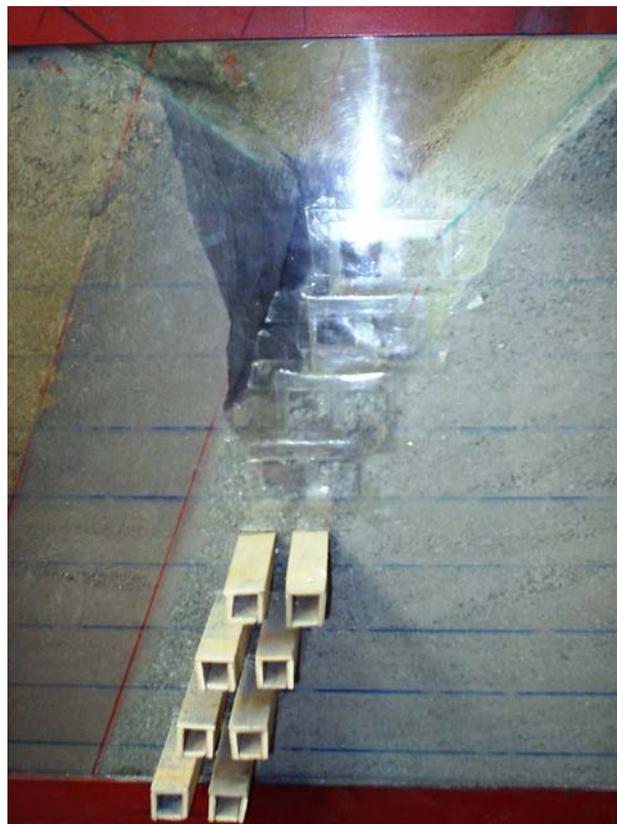
Iscaycruz, 14 de Enero del 2006

# MODELAMIENTO EN MAQUETA PIT - SLC TINYAG





Condición antes de la extracción.



Progreso de la subsidencia con el avance del minado por SLC



Fin de la explotación.  
Obsérvese el fracturamiento de la caja techo.  
La caja piso presenta mayores deformaciones.

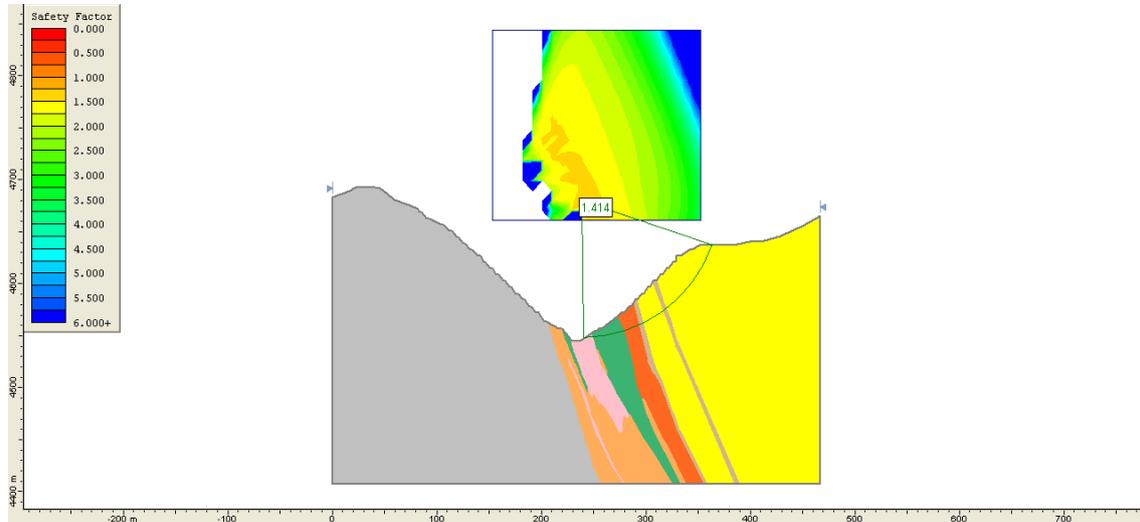


Figura 1: Condiciones actuales antes del inicio de minado por SLC del cuerpo Tinyag. El talud Este (caja techo) presenta estabilidad satisfactoria.

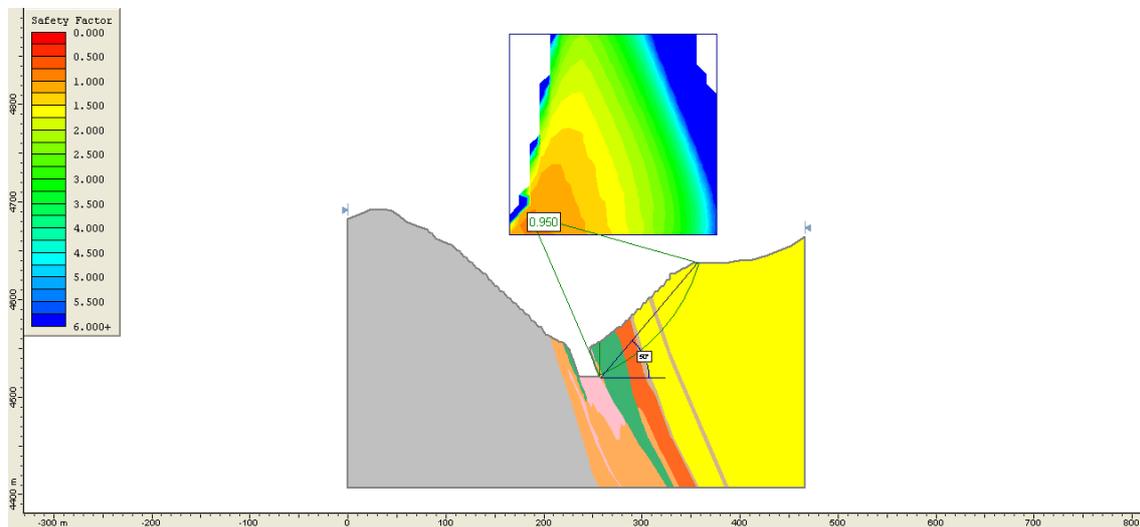


Figura 2: Talud Este. En el segundo corte del SLC, se observa que comienza la inestabilidad del talud general. El ángulo desde la base del nivel de minado y la cresta de la inestabilidad es en este caso  $50^\circ$ , este ángulo correspondería al ángulo de desplome.

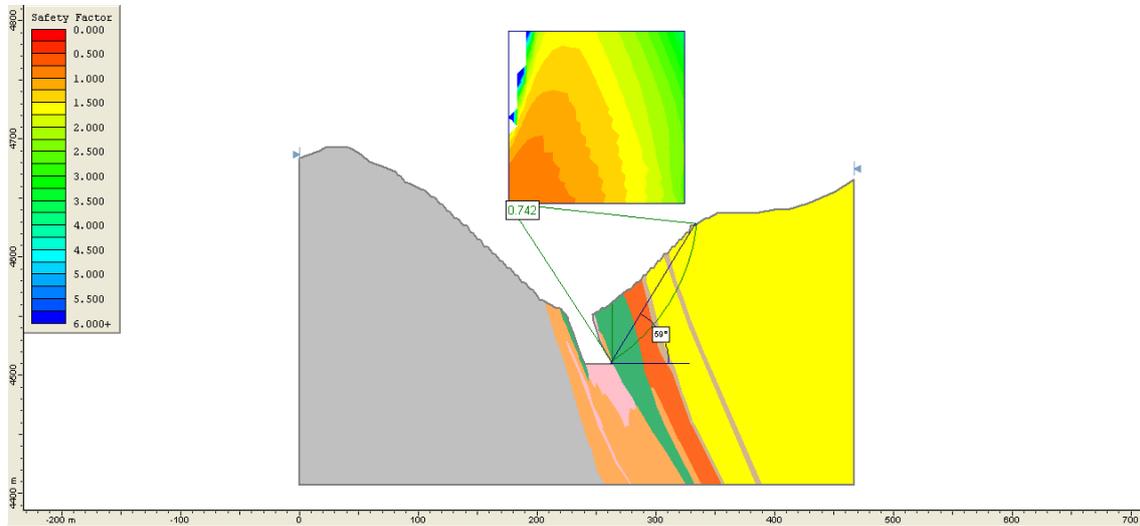


Figura 3: Talud Este. En el tercer corte del SLC, la inestabilidad progresa, teniéndose un ángulo de desplome de  $59^\circ$ . Se observa que este ángulo crece con la profundidad.

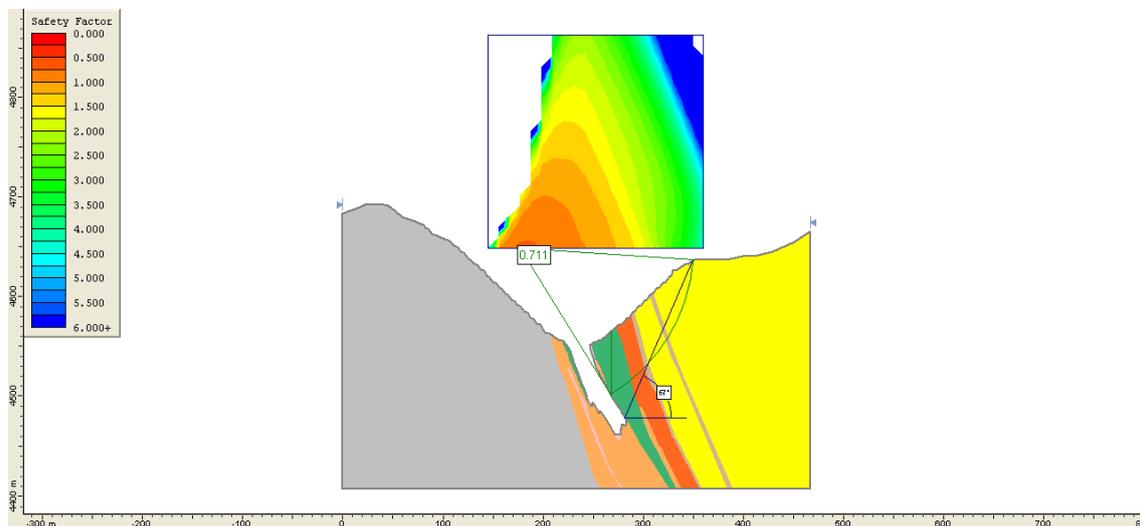


Figura 4: Talud Este. Condición final del minado por SLC del cuerpo Tinyag. Se observa que el ángulo de desplome es de  $67^\circ$ , mayor que los anteriores, confirmando que este ángulo crece con la profundidad. Es importante hacer notar que la inestabilidad en la cresta del talud general no avanza más hacia el Este, después de producida la misma.

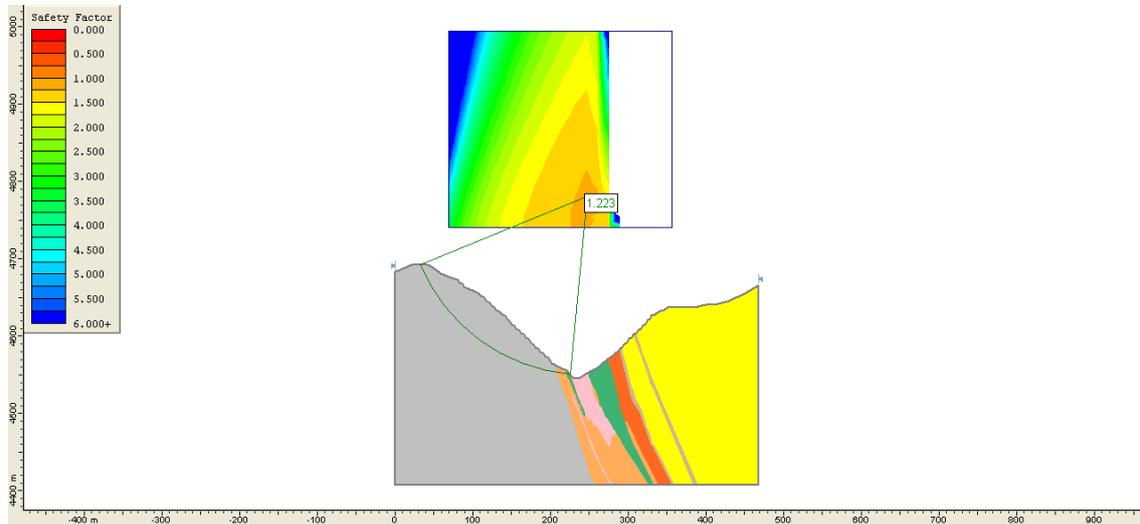


Figura 5: Condiciones actuales, antes del inicio del minado por el método SLC. Obsérvese que el talud Oeste (caja piso) tiene estabilidad satisfactoria, aunque ligeramente menor que la caja techo.

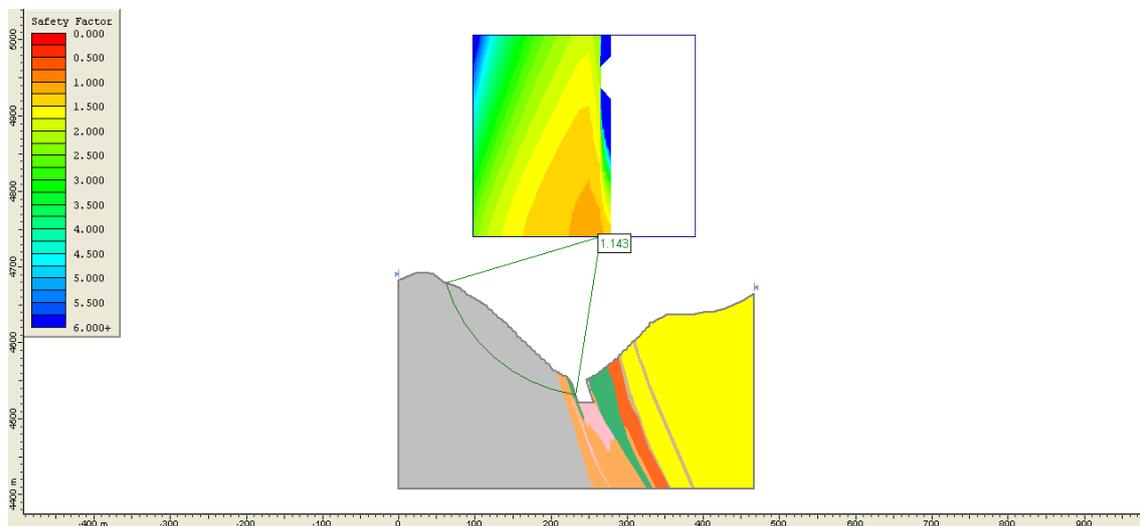


Figura 6: Talud Oeste. En el segundo corte por SLC, no se observa aun condiciones de inestabilidad como en el talud Este. Esto se debe a que este talud no que colgado como sucede en la caja techo.

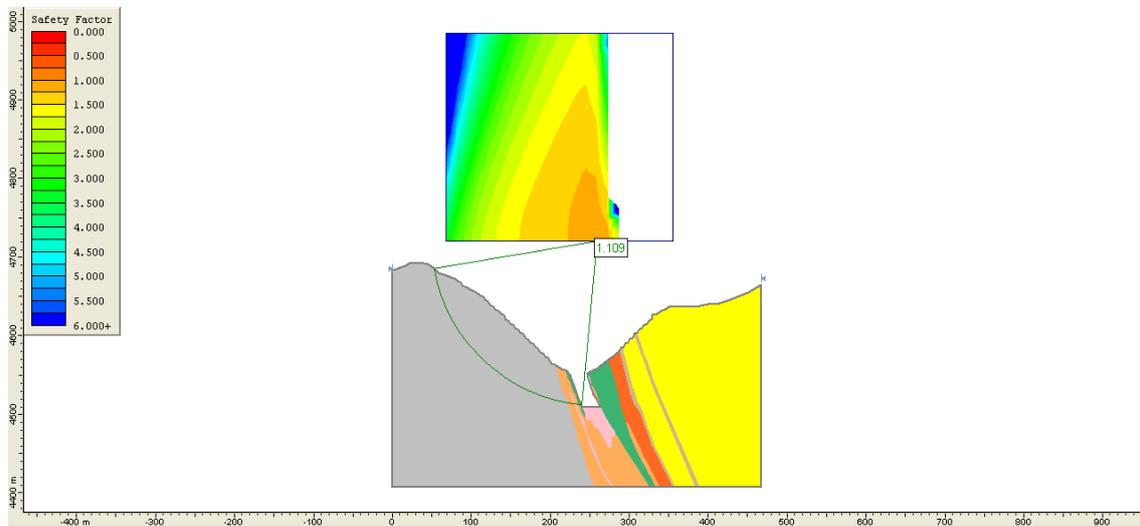


Figura 7: Talud Oeste. En el tercer corte del SLC, el grado de estabilidad (factor de seguridad) disminuye, respecto a los corte superiores, pero no llega a una situación crítica como en el talud Este.

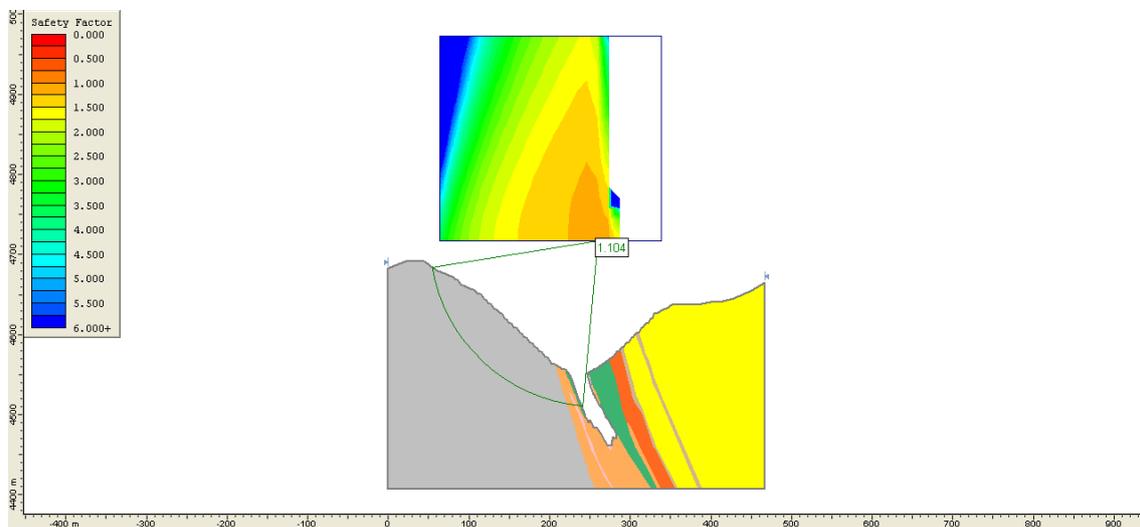


Figura 8: Talud Oeste. Condición final del minado por SLC del cuerpo Tinyag. No se observa con claridad el ángulo de desplome. El talud aparentemente aun conserva su estabilidad. El análisis de esfuerzos y deformaciones que más adelante se presenta dará más luces al respecto.

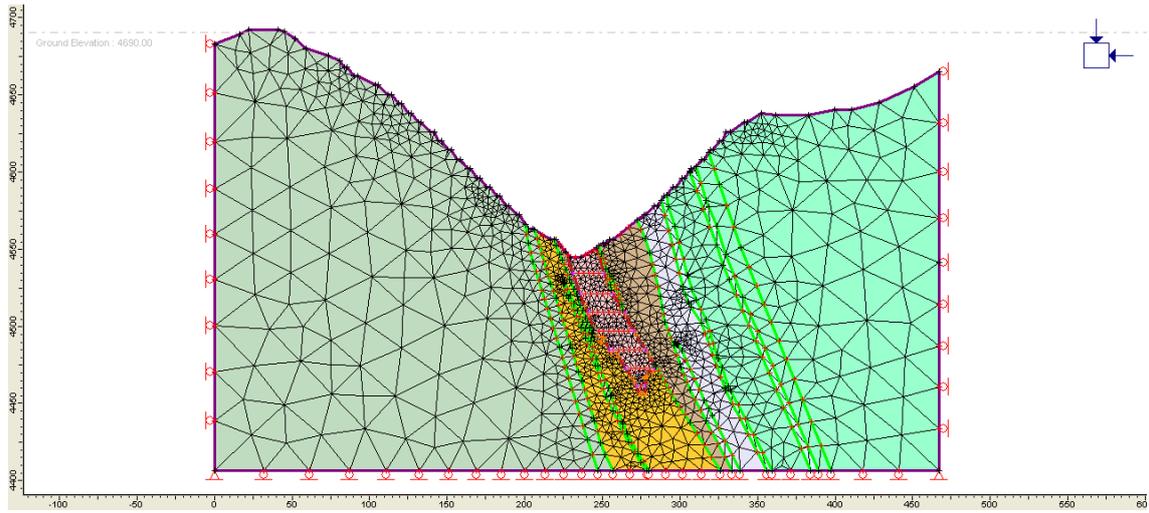


Figura 1: Malla de elementos finitos del modelamiento efectuado, que incluye las características geométricas del terreno en superficie (topografía), contornos de la mineralización, etapas del método de minado por SLC y definición de los diferentes tipos de masas rocosas involucradas.

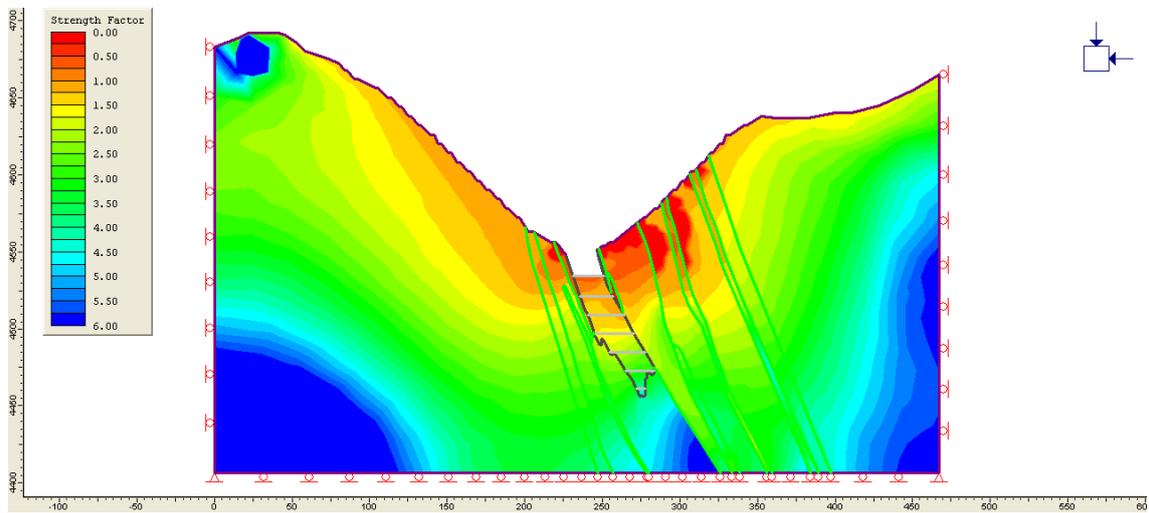


Figura 2: Primer corte SLC en la secuencia de avance del minado.

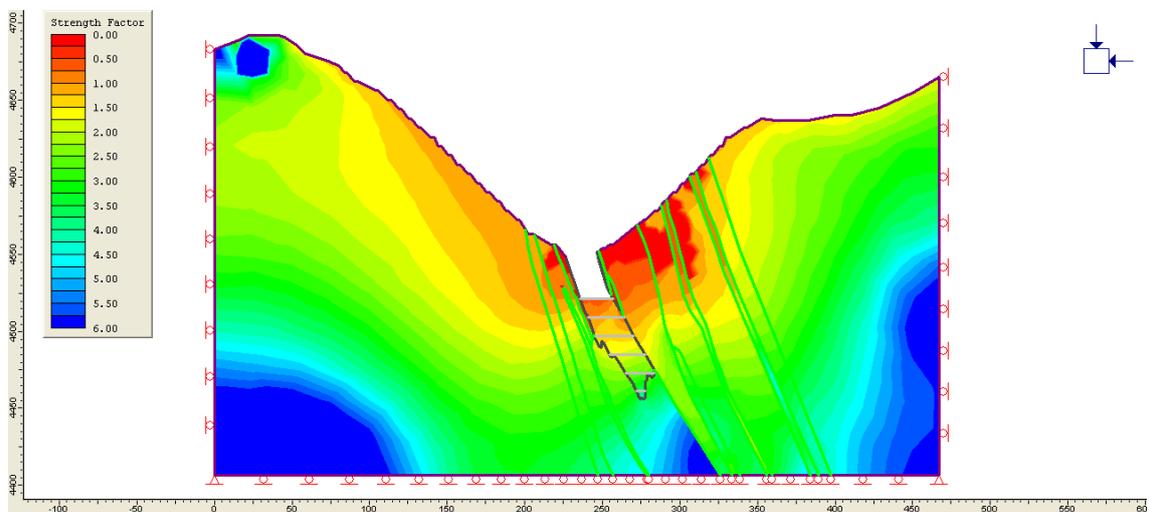


Figura 3: Segundo corte SLC.

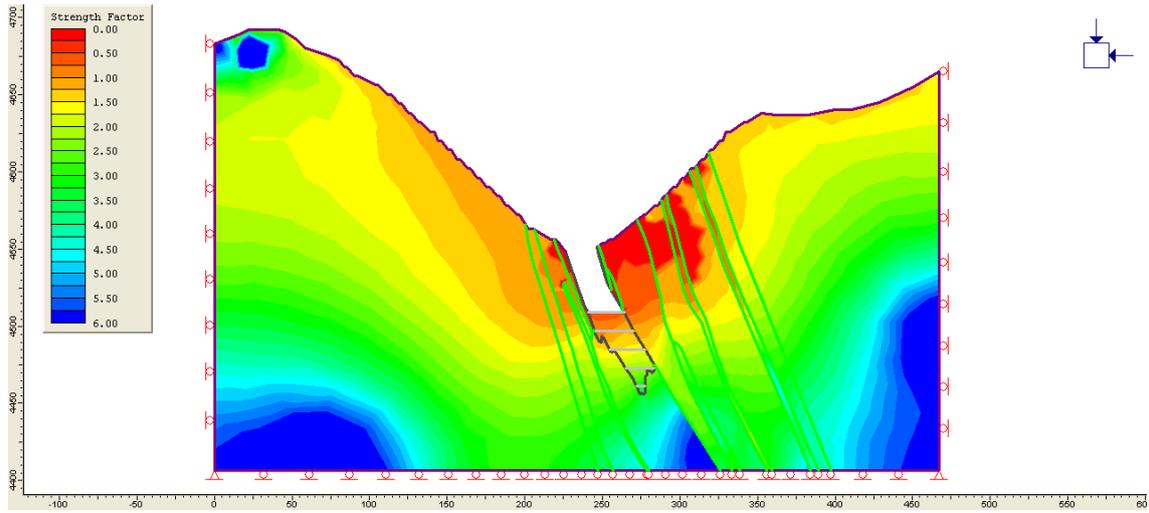


Figura 4: Tercer corte SLC.

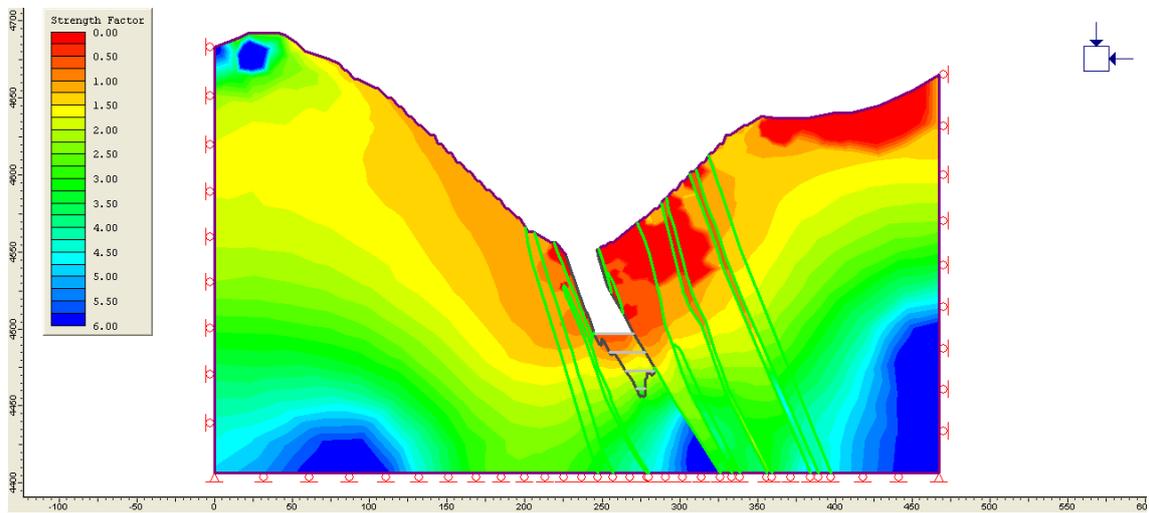


Figura 5: Cuarto corte SLC.

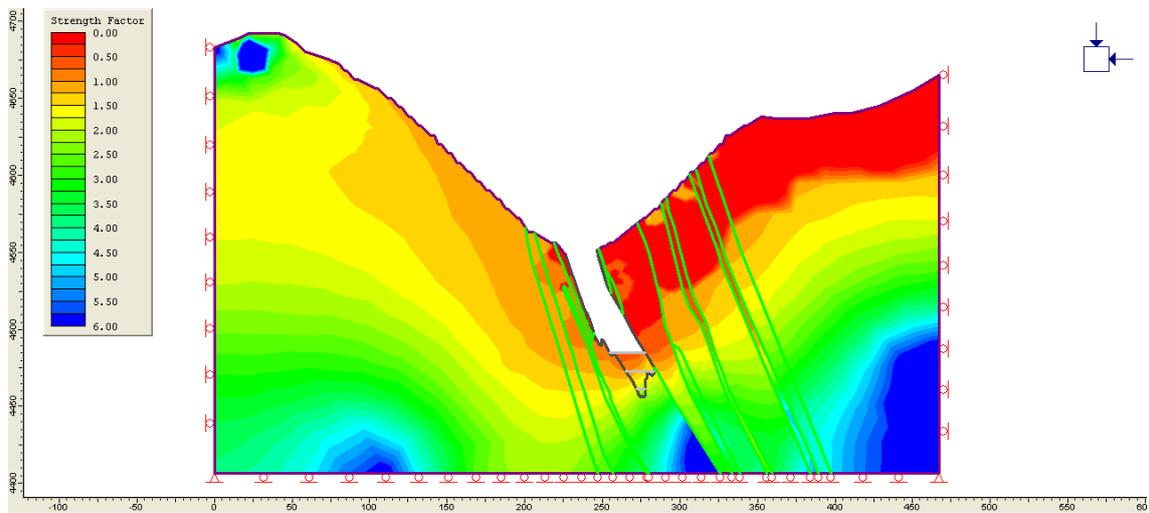


Figura 6: Quinto corte SLC.

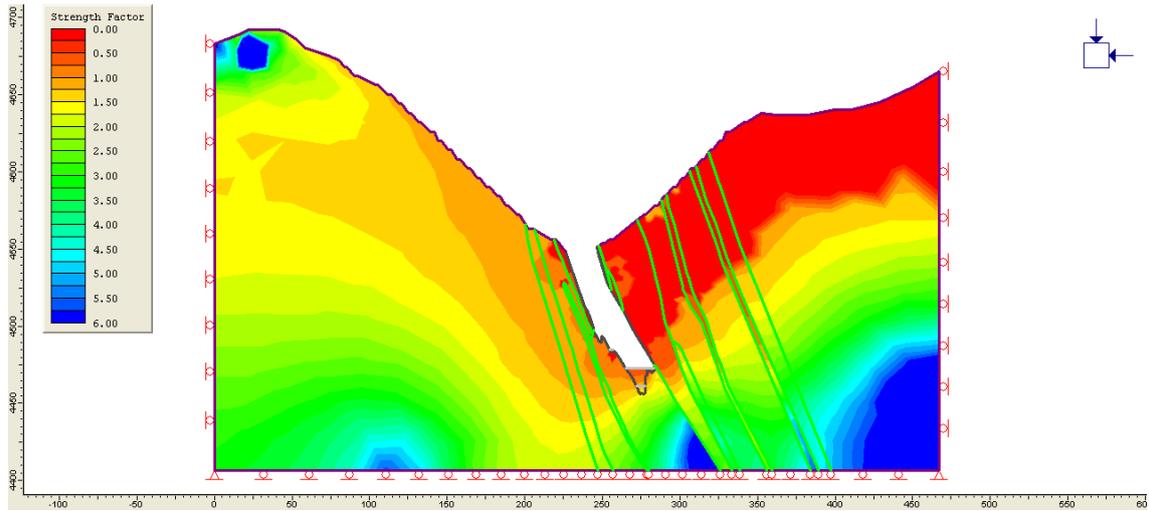


Figura 7: Sexto corte SLC.

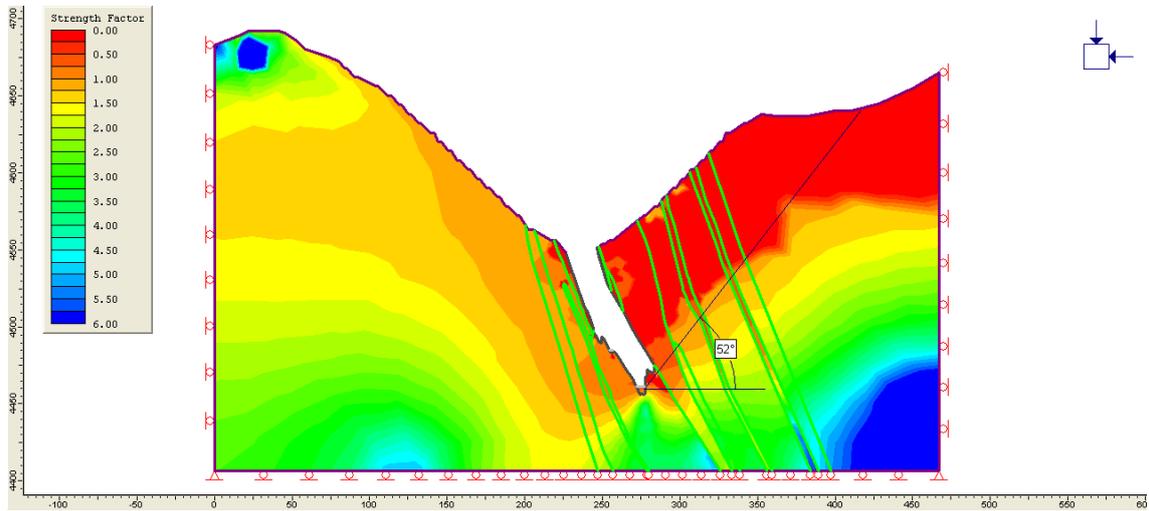


Figura 8: Séptimo y último corte SLC, de acuerdo al plan de minado propuesto, esta es la situación más crítica de la inestabilidad del talud Este (caja techo). El ángulo de esta inestabilidad es aproximadamente  $52^\circ$ , que correspondería al ángulo de fracturamiento. En el caso del talud Oeste (caja piso), la perturbación es menor que la caja techo, sin embargo, se puede observar también un grado de inestabilidad, definido por los valores del factor de seguridad menores que la unidad (1.0).

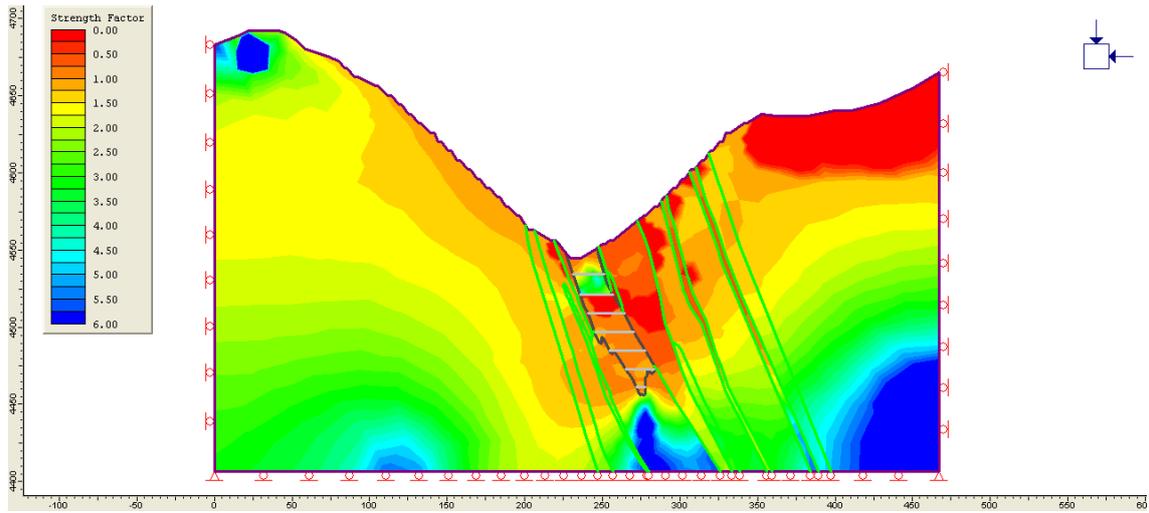


Figura 1: Segundo corte del SLC. Obsérvese la perturbación de la masa rocosa del entorno.

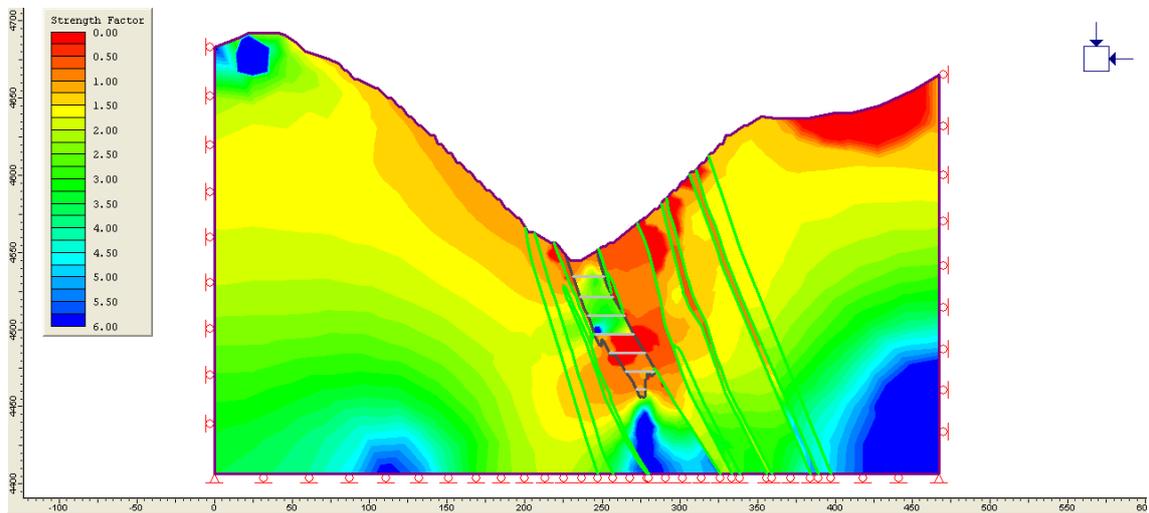


Figura 2: Cuarto corte del SLC. Menor perturbación de la masa rocosa del entorno.

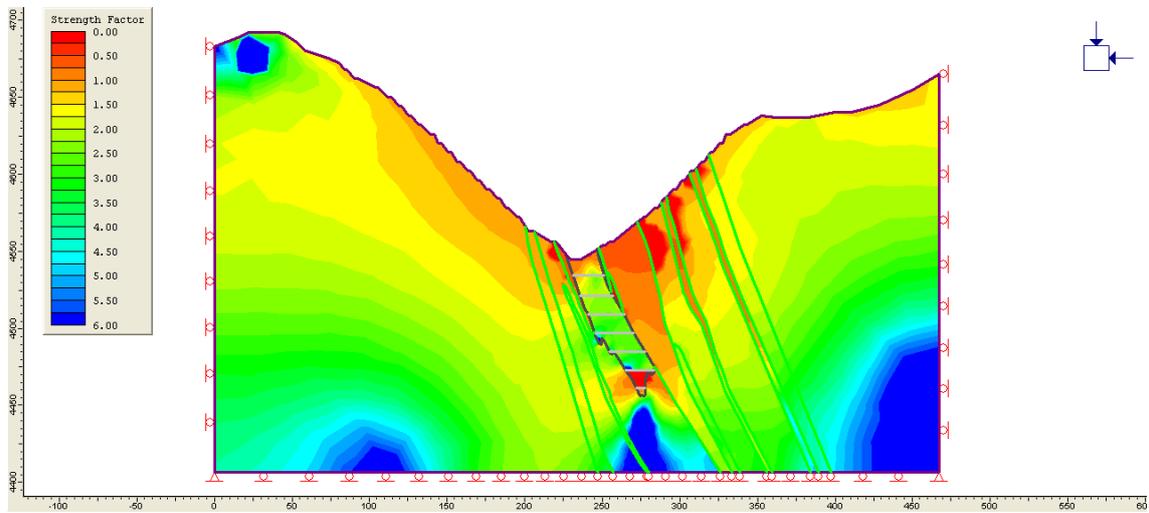
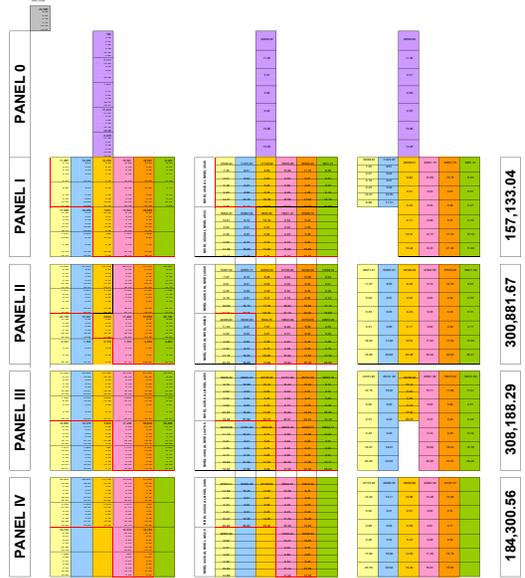


Figura 3: Ultimo corte del SLC. Condiciones de estabilidad más favorables.

## SECUENCIA DE MINADO MINA TINYAG

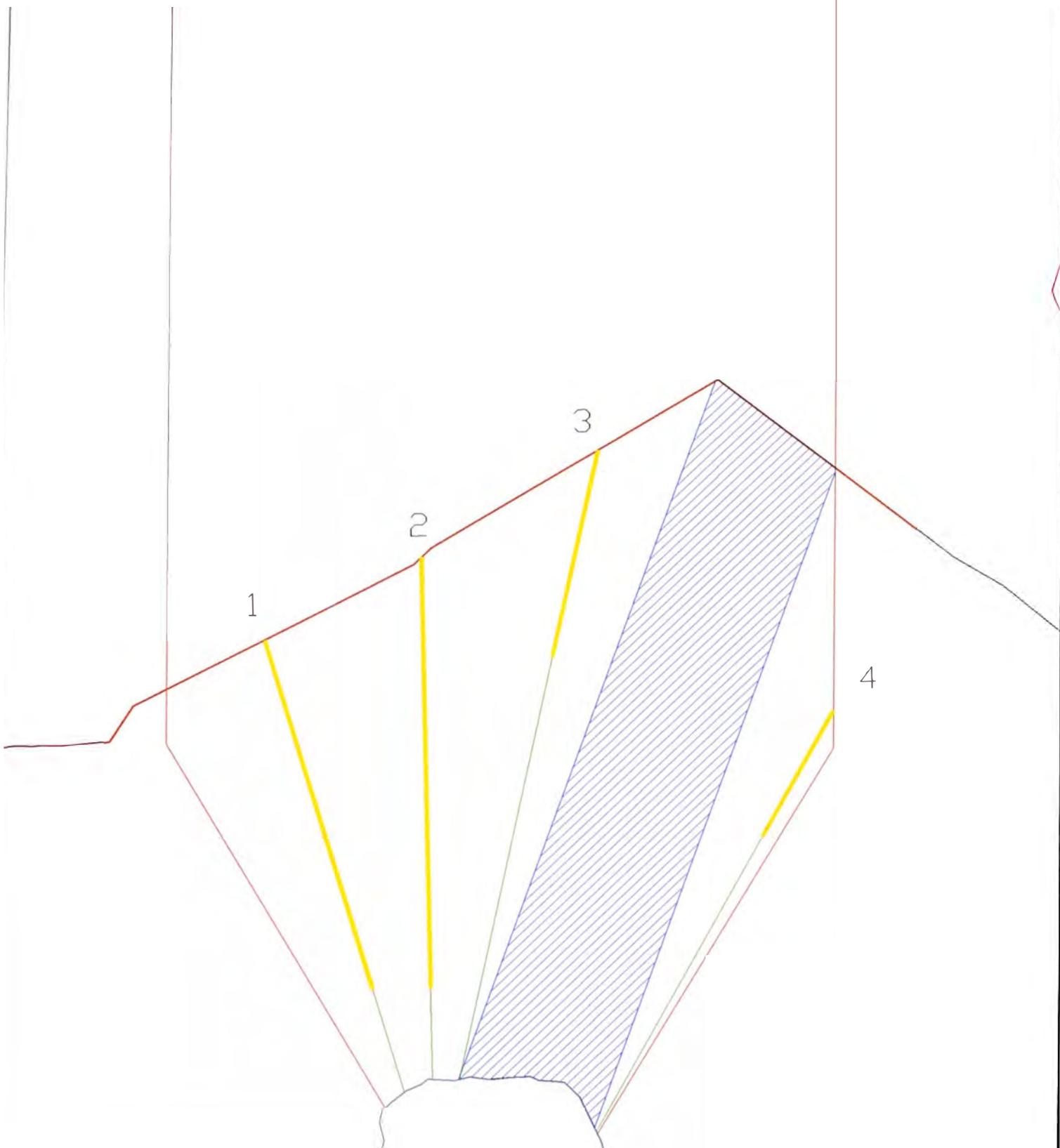


Panel	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013
PANEL I	157,133.04							
PANEL II	300,881.67							
PANEL III	308,188.29							
PANEL IV	184,300.56							

TOTAL
184,300.56
300,881.67
157,133.04

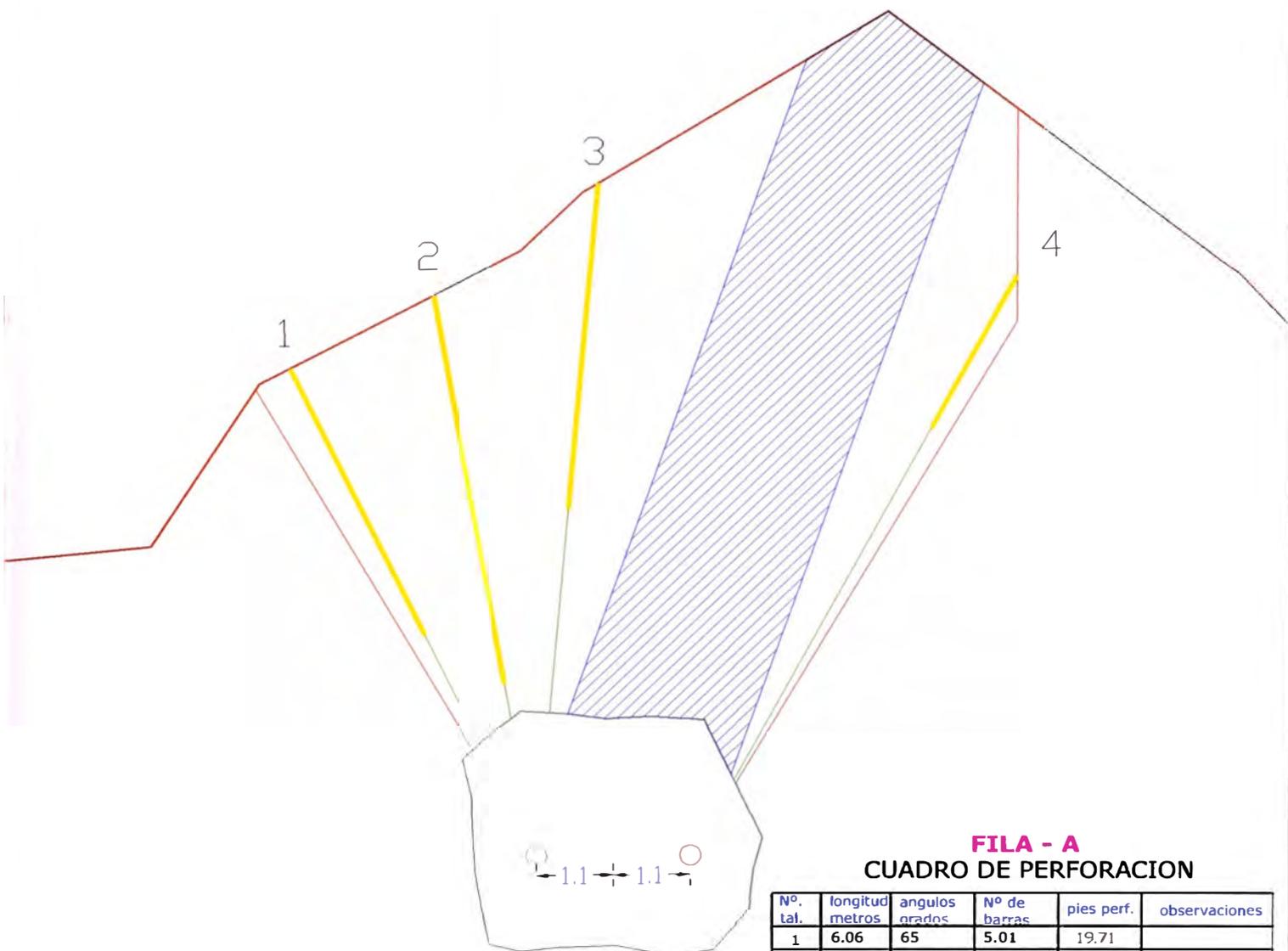
# **ANEXO-7**

**MALLA DE PERFORACION**



**FILA - It**  
**CUADRO DE PERFORACION**

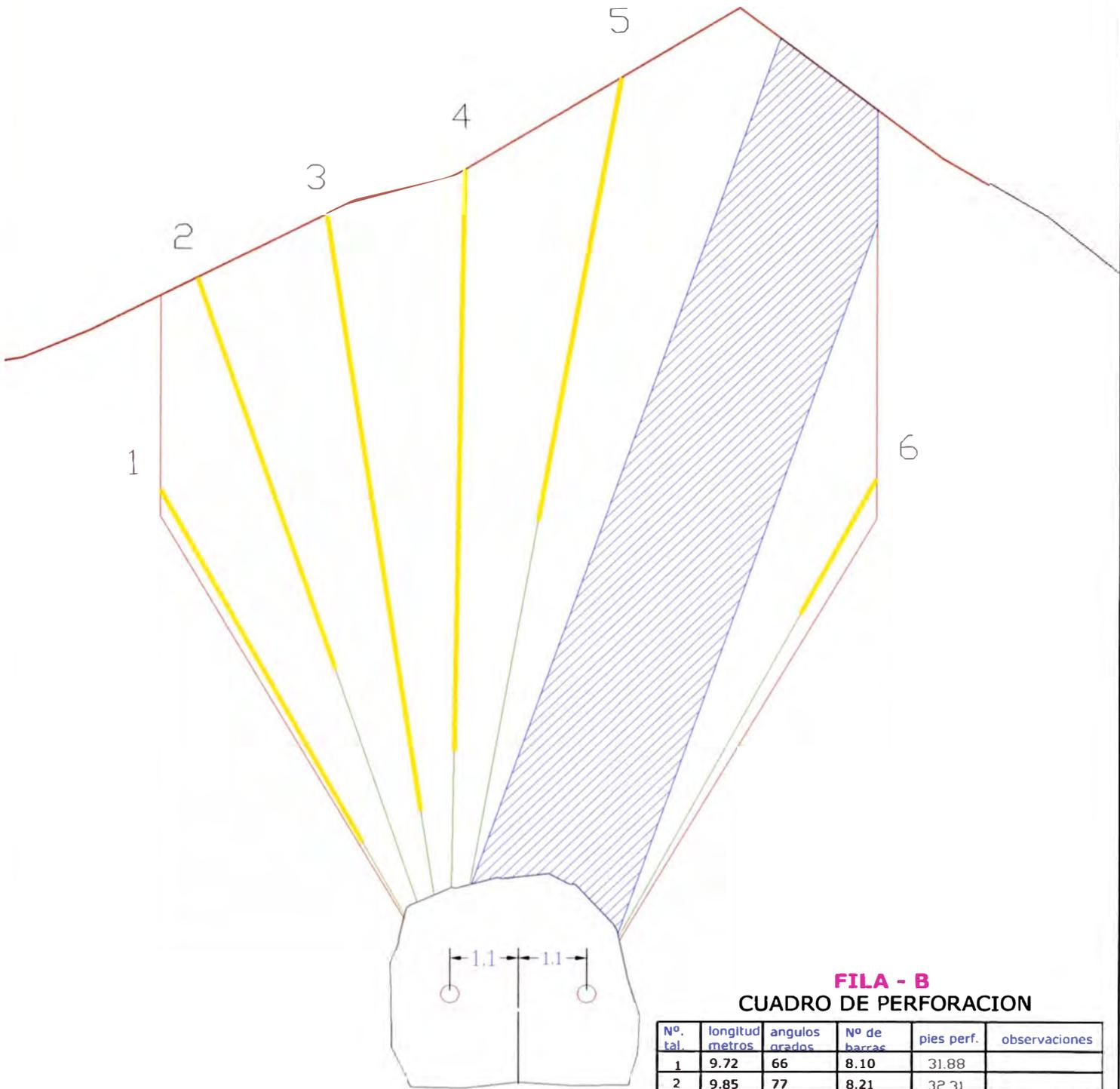
Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.09	73	6.74	26.54	
2	8.79	89	7.33	28.83	
3	10.89	78	9.08	35.72	
4	8.56	62	7.13	28.08	
TOTAL=	36.33		30.28	119.16	ESC : 1/100



**FILA - A**  
**CUADRO DE PERFORACION**

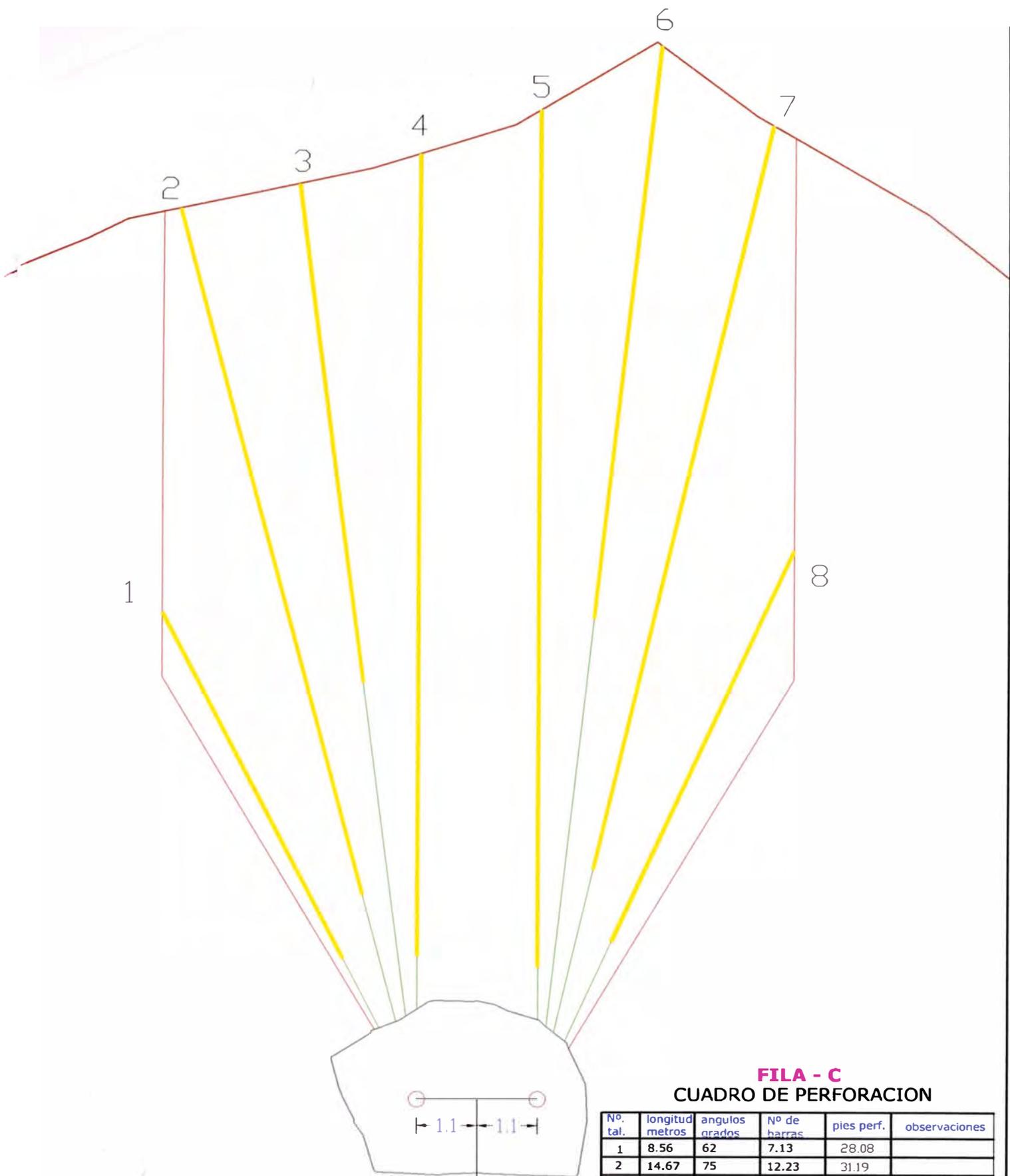
Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	6.06	65	5.01	19.71	
2	5.93	81	5.04	19.84	
3	6.07	84	6.25	24.60	
4	6.54	62	7.13	28.08	
<b>TOTAL=</b>	<b>28.12</b>		<b>23.43</b>	<b>92.23</b>	<b>ESC : 1/100</b>

EJE



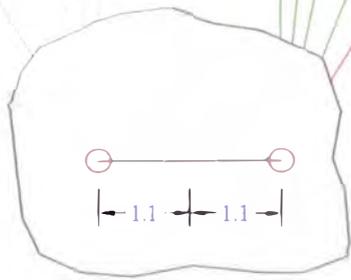
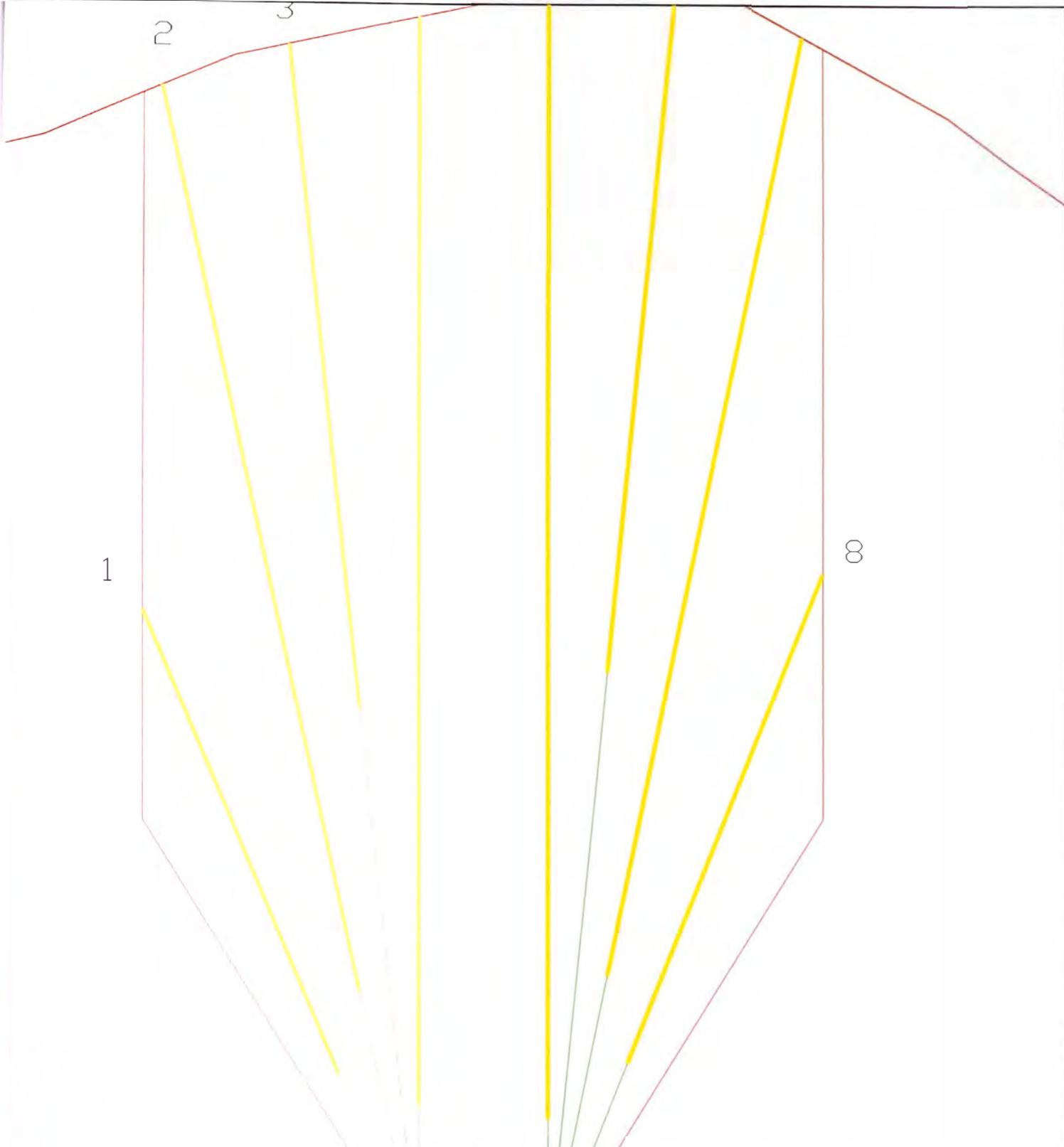
**FILA - B**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	9.72	66	8.10	31.88	
2	9.85	77	8.21	32.31	
3	10.57	88	8.81	34.67	
4	12.3	81	10.25	40.34	
5	8.55	62	7.13	28.04	
<b>TOTAL=</b>	<b>50.99</b>		<b>42.49</b>	<b>167.25</b>	<b>ESC : 1/100</b>



**FILA - C**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.56	62	7.13	28.08	
2	14.67	75	12.23	31.19	
3	14.66	83	12.22	48.08	
4	14.98	90	12.48	49.13	
5	16.03	90	13.36	52.58	
6	17.59	83	14.66	57.70	
7	16.53	76	13.78	54.22	
8	9.29	64	7.74	30.47	
<b>TOTAL =</b>	<b>112.31</b>		<b>93.59</b>	<b>368.38</b>	<b>ESC : 1/100</b>



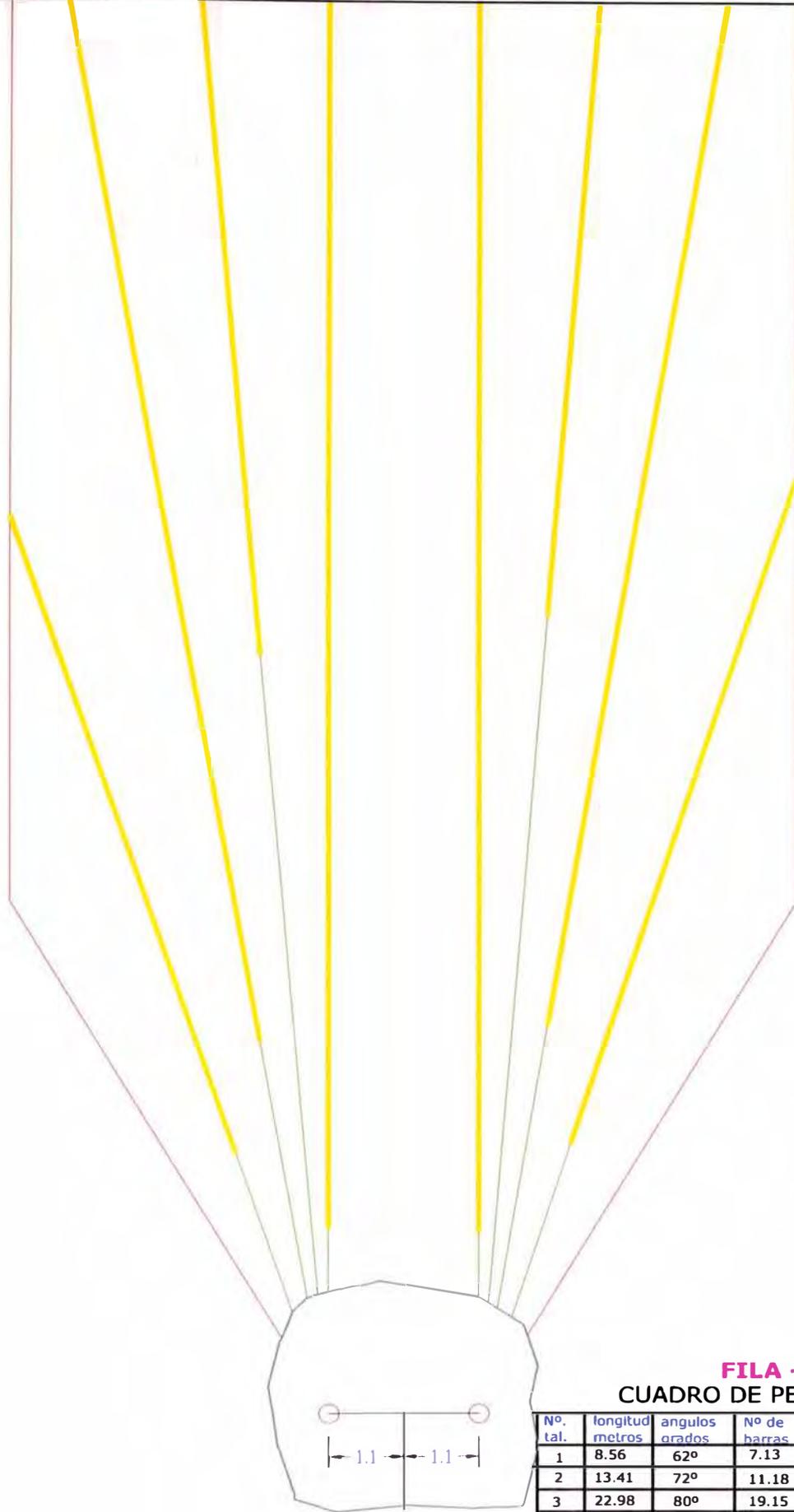
EJE

**FILA - D**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.56	62	7.13	28.08	
2	13.41	72	11.18	43.98	
3	19.13	79	15.94	62.75	
4	19.18	84	15.98	62.91	
5	19.49	90	16.24	63.93	
6	20.09	90	16.74	65.90	
7	21.00	84	17.50	68.88	
8	20.17	79	16.87	66.16	
9	13.41	72	8.16	43.98	
10	8.56	62	7.13	28.08	
TOTAL=	163		135.83	534.64	ESC : 1/100

1

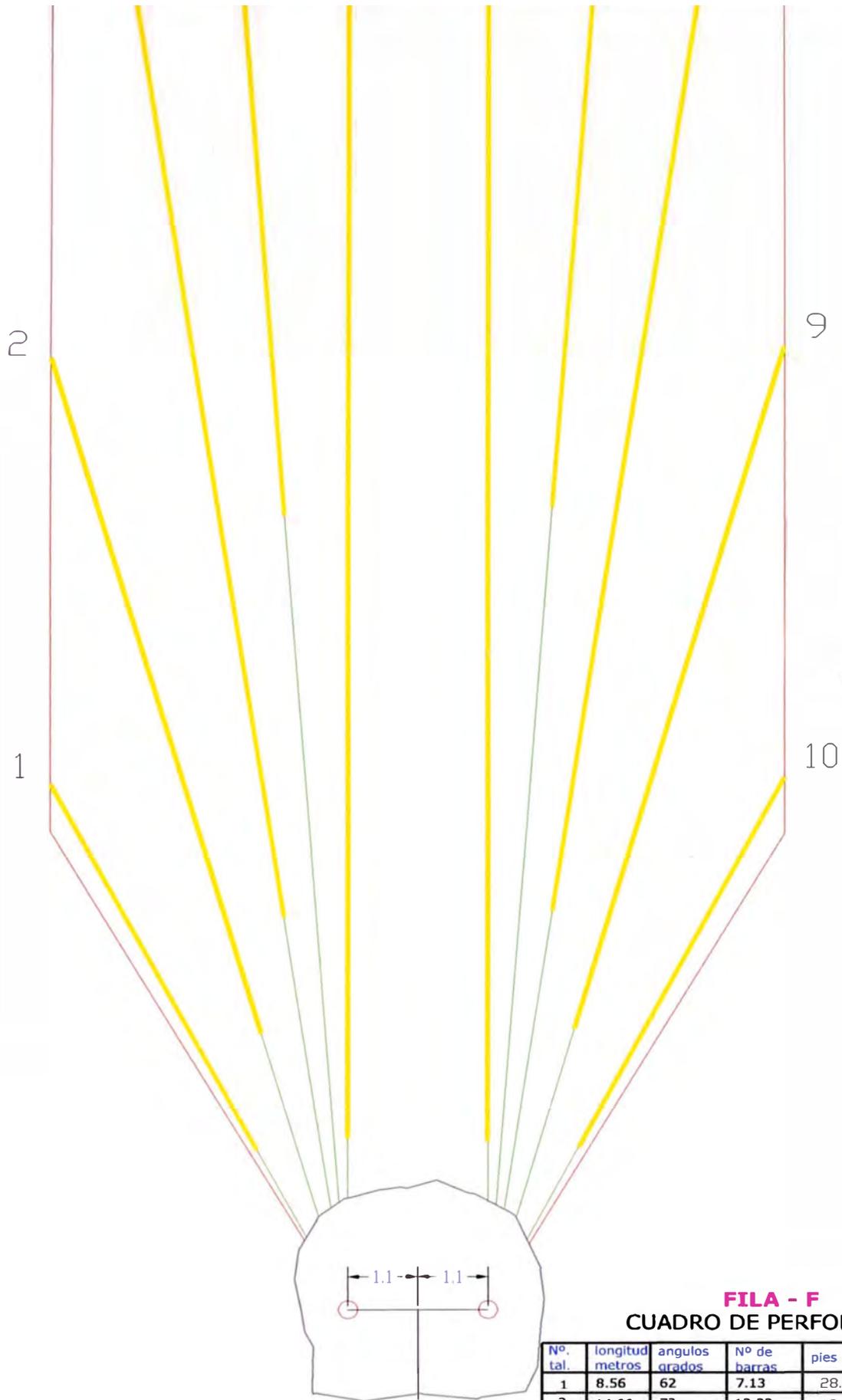
8



**FILA - E**  
**CUADRO DE PERFORACION**

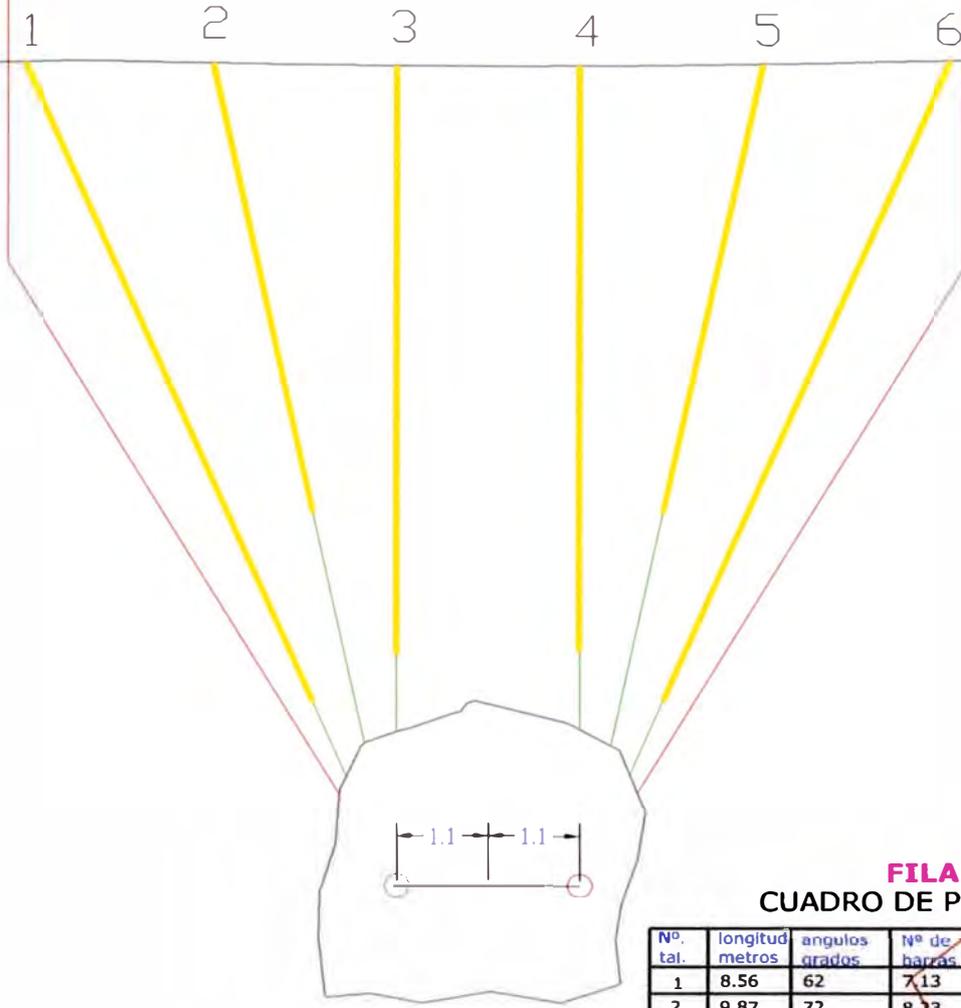
Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.56	62°	7.13	28.08	
2	13.41	72°	11.18	43.98	
3	22.98	80°	19.15	75.37	
4	23.60	85°	19.67	77.41	
5	24.24	90°	20.20	79.51	
6	24.72	90°	20.60	81.08	
7	24.77	85°	20.64	81.25	
8	23.79	80°	19.83	78.03	
9	13.41	72°	11.18	43.98	
10	8.56	62°	7.13	28.08	
<b>TOTAL =</b>	<b>188.04</b>		<b>156.70</b>	<b>616.77</b>	<b>ESC : 1/150</b>

EJE



**FILA - F**  
**CUADRO DE PERFORACION**

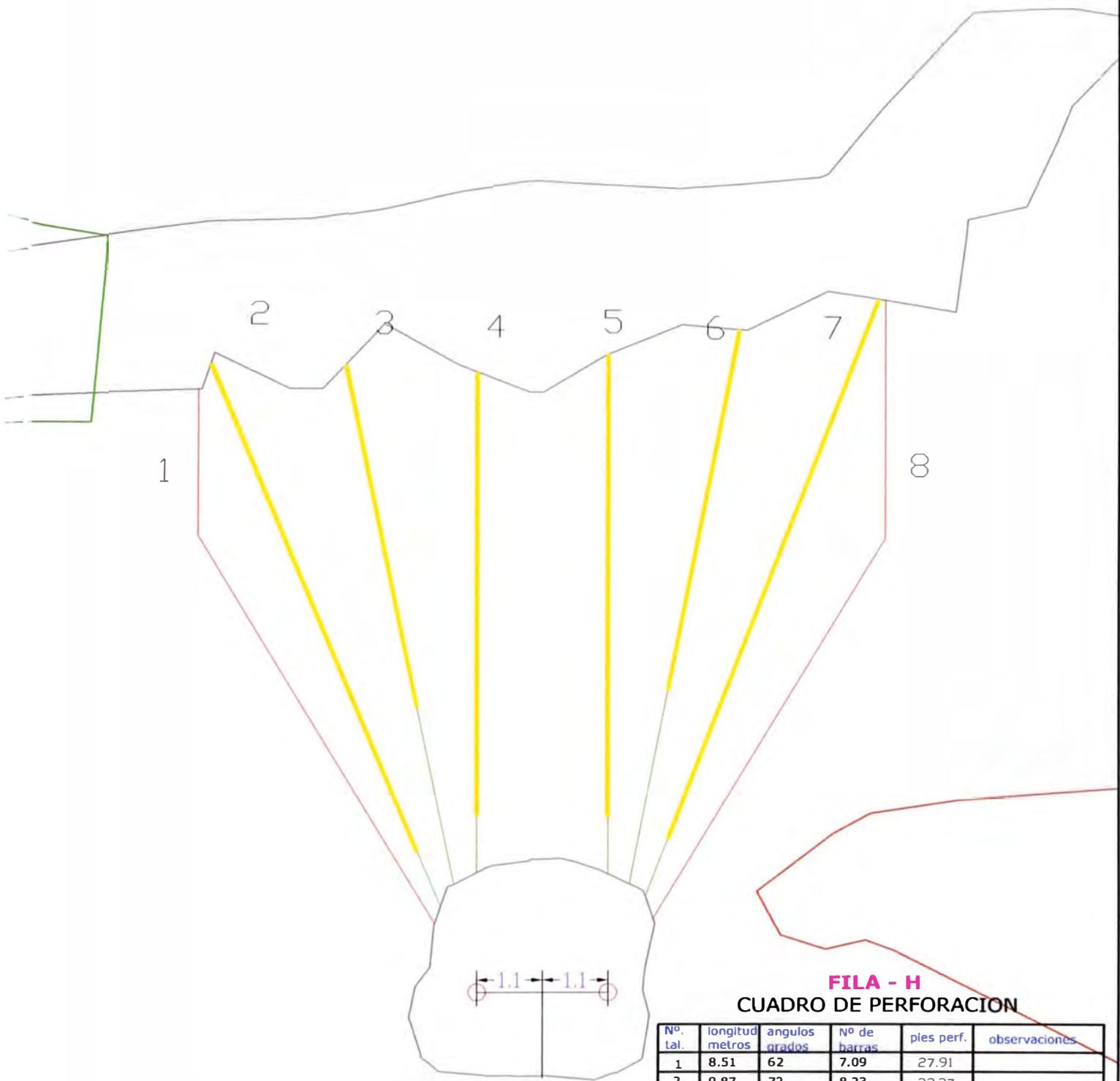
Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.56	62	7.13	28.08	
2	14.66	73	12.22	48.08	
3	26.72	81	22.27	87.64	
4	26.98	86	22.48	88.49	
5	27.73	90	23.11	90.95	
6	28.75	90	23.96	94.30	
7	28.69	86	23.91	94.10	
8	27.70	82	23.08	90.86	
9	15.37	74	12.81	50.41	
10	8.56	62	7.13	28.08	
<b>TOTAL =</b>	<b>213.72</b>		<b>178.1</b>	<b>701.00</b>	<b>ESC : 1/150</b>



EJE

**FILA - G**  
**CUADRO DE PERFORACION**

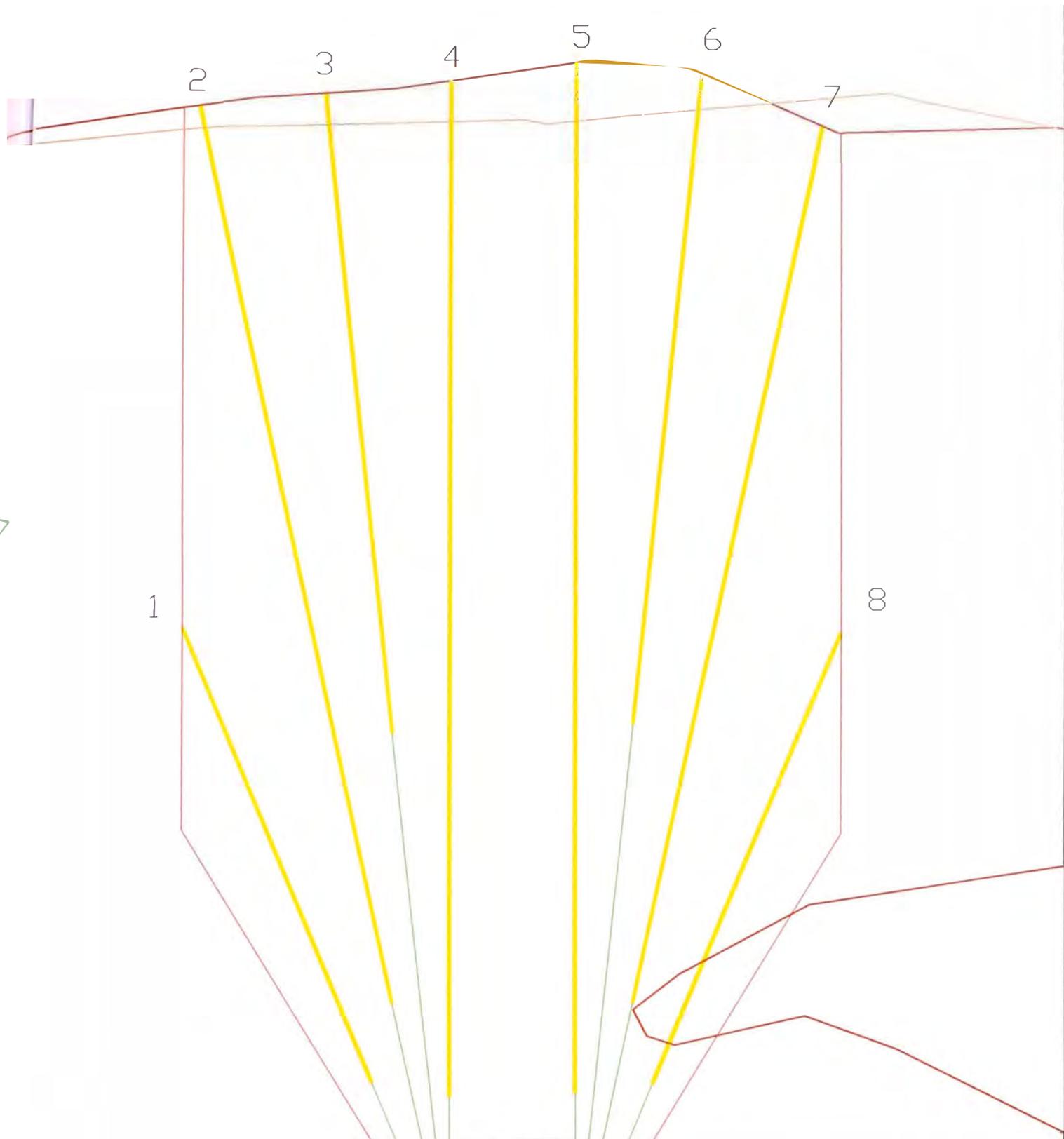
Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.56	62	7.13	28.08	
2	9.87	72	8.23	32.37	
3	9.16	82	7.63	30.04	
4	8.92	90	7.43	29.26	
5	8.92	90	7.43	29.26	
6	9.18	82	7.65	30.11	
7	9.91	72	8.26	32.50	
8	8.56	62	7.13	28.08	
<b>TOTAL=</b>	<b>73.08</b>		<b>60.90</b>	<b>239.70</b>	<b>ESC : 1/100</b>



**FILA - H**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.51	62	7.09	27.91	
2	9.87	72	8.23	32.37	
3	9.18	82	7.65	30.11	
4	8.95	90	7.46	29.36	
5	8.98	90	7.48	29.45	
6	9.24	82	7.70	30.31	
7	9.98	72	8.32	32.73	
8	8.60	62	7.14	28.11	
9					
10					
11					
<b>TOTAL =</b>	<b>73.31</b>		<b>61.09</b>	<b>240.46</b>	<b>ESC : 1/100</b>

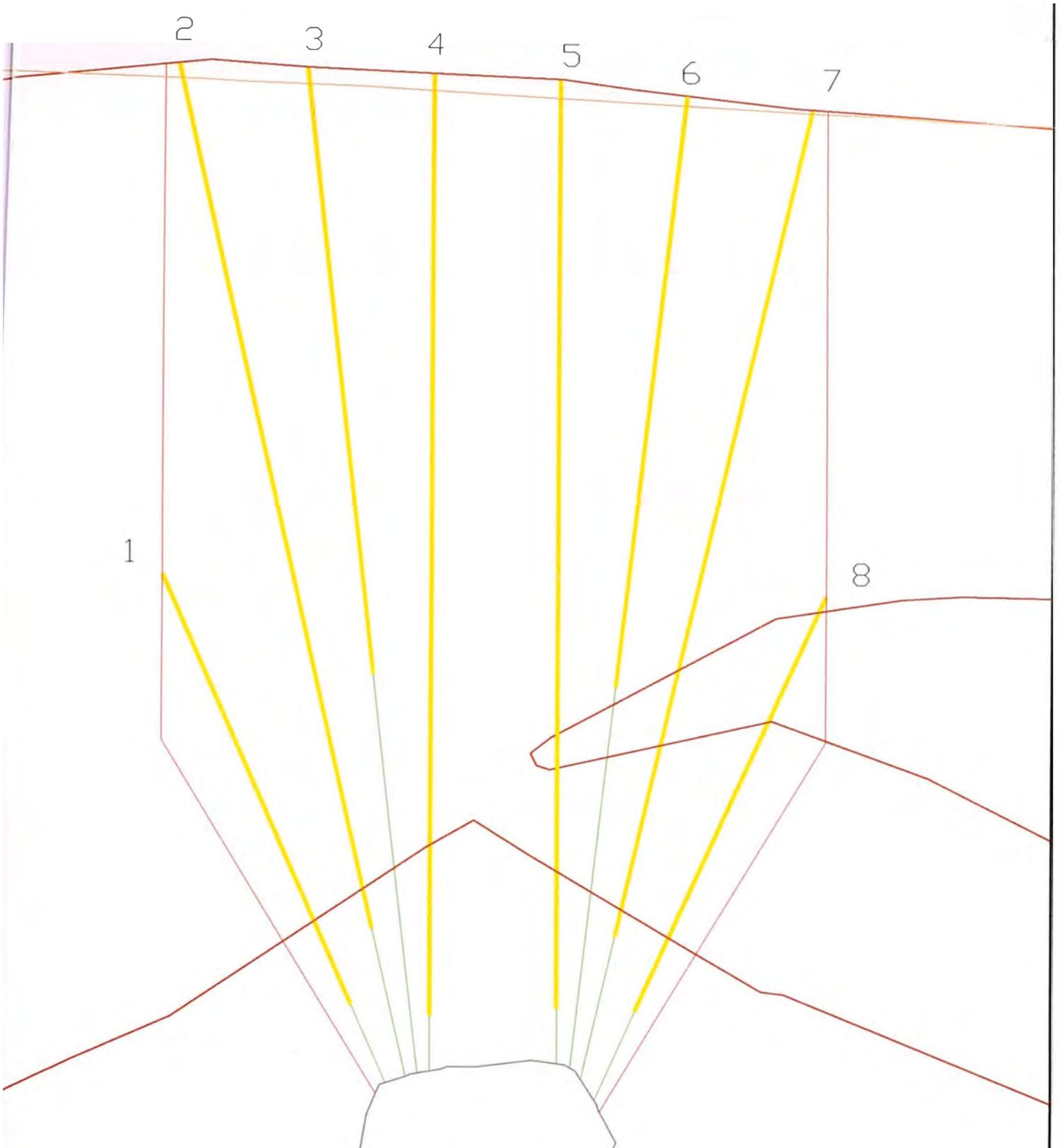
EJE



**FILA - I**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.80	62	7.33	28.86	
2	13.46	72	11.22	44.15	
3	20.95	79	17.46	68.72	
4	20.81	84	17.34	68.26	
5	20.97	90	17.48	68.78	
6	21.33	90	17.78	69.96	
7	21.45	85	17.88	70.36	
8	21.02	80	17.52	68.95	
9	13.41	72	11.18	43.98	
10	8.56	62	7.13	28.08	
TOTAL =	170.76		142.30	560.09	ESC : 1/100

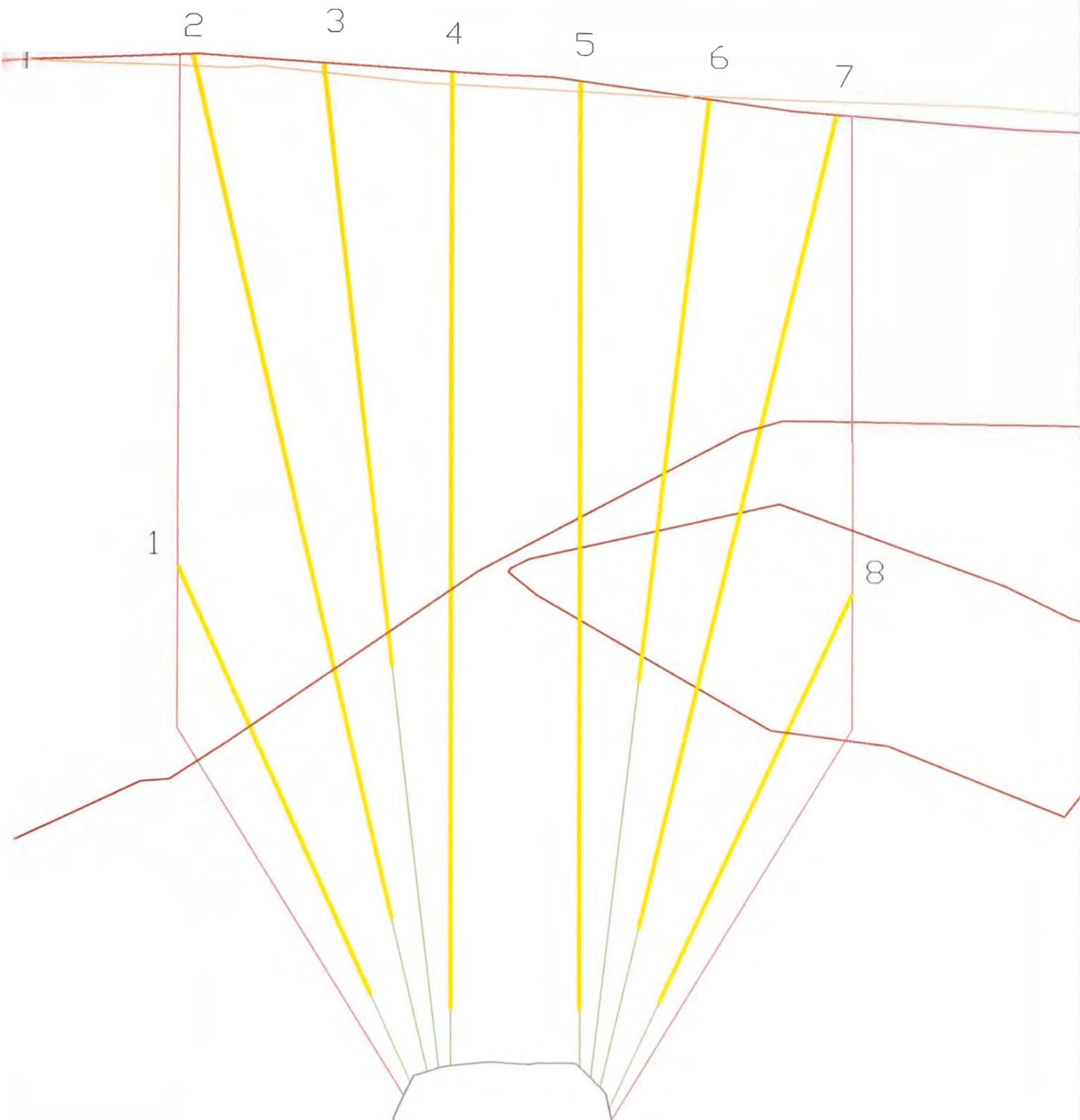
EJE



**FILA - J**

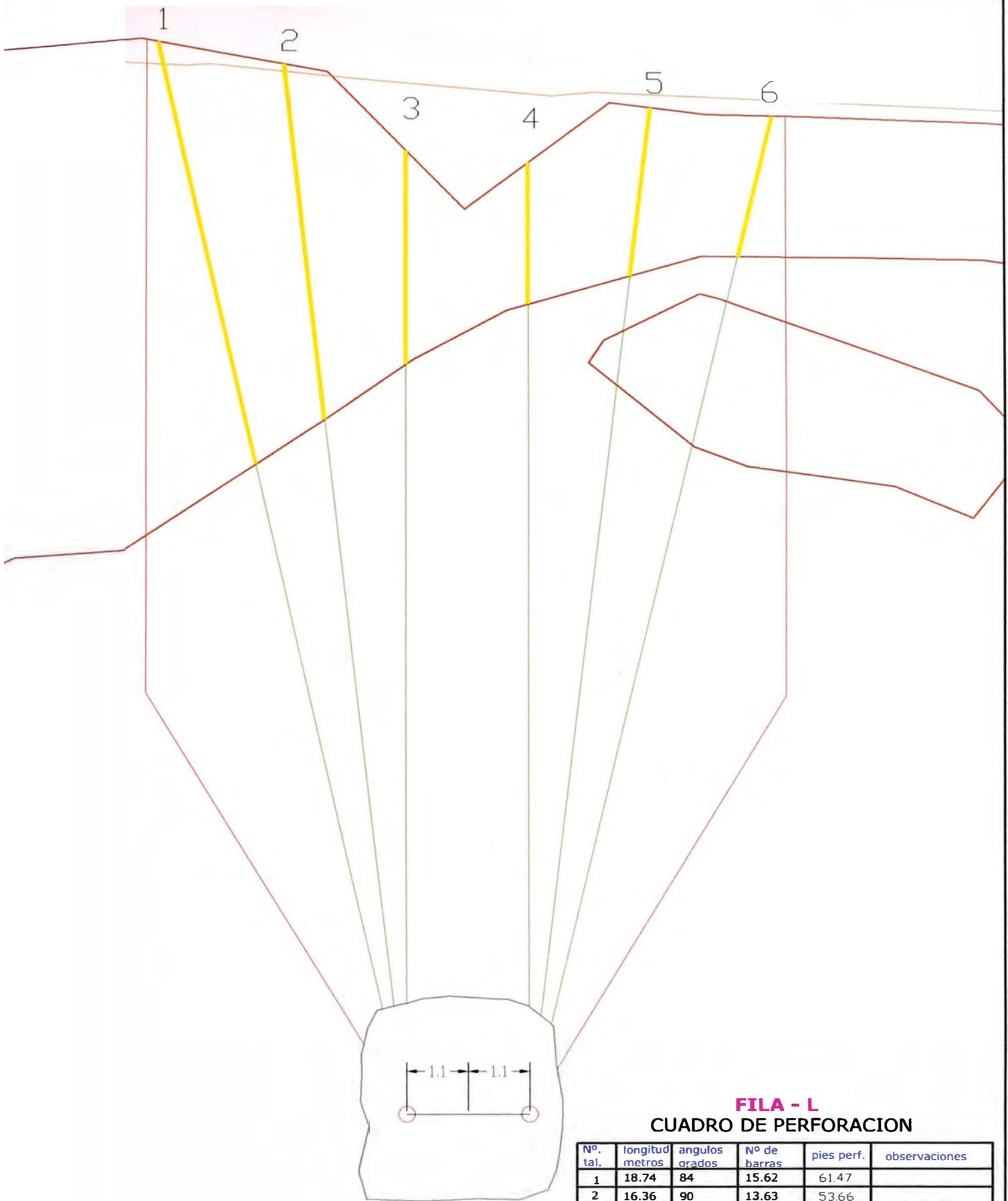
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos	Nº de	pies perf.	observaciones
1	8.56	62	7.13	28.08	
2	13.42	72	11.18	44.02	
3	19.34	78	16.12	63.44	
4	18.89	84	15.74	61.96	
5	18.59	90	15.49	60.98	
6	18.56	90	15.47	60.88	
7	18.49	84	15.41	60.65	
8	18.67	79	15.56	61.24	
9	13.42	72	11.18	44.02	
10	8.56	62	7.13	28.08	
<b>TOTAL=</b>	<b>156.5</b>		<b>130.42</b>	<b>513.32</b>	<b>ESC : 1/100</b>



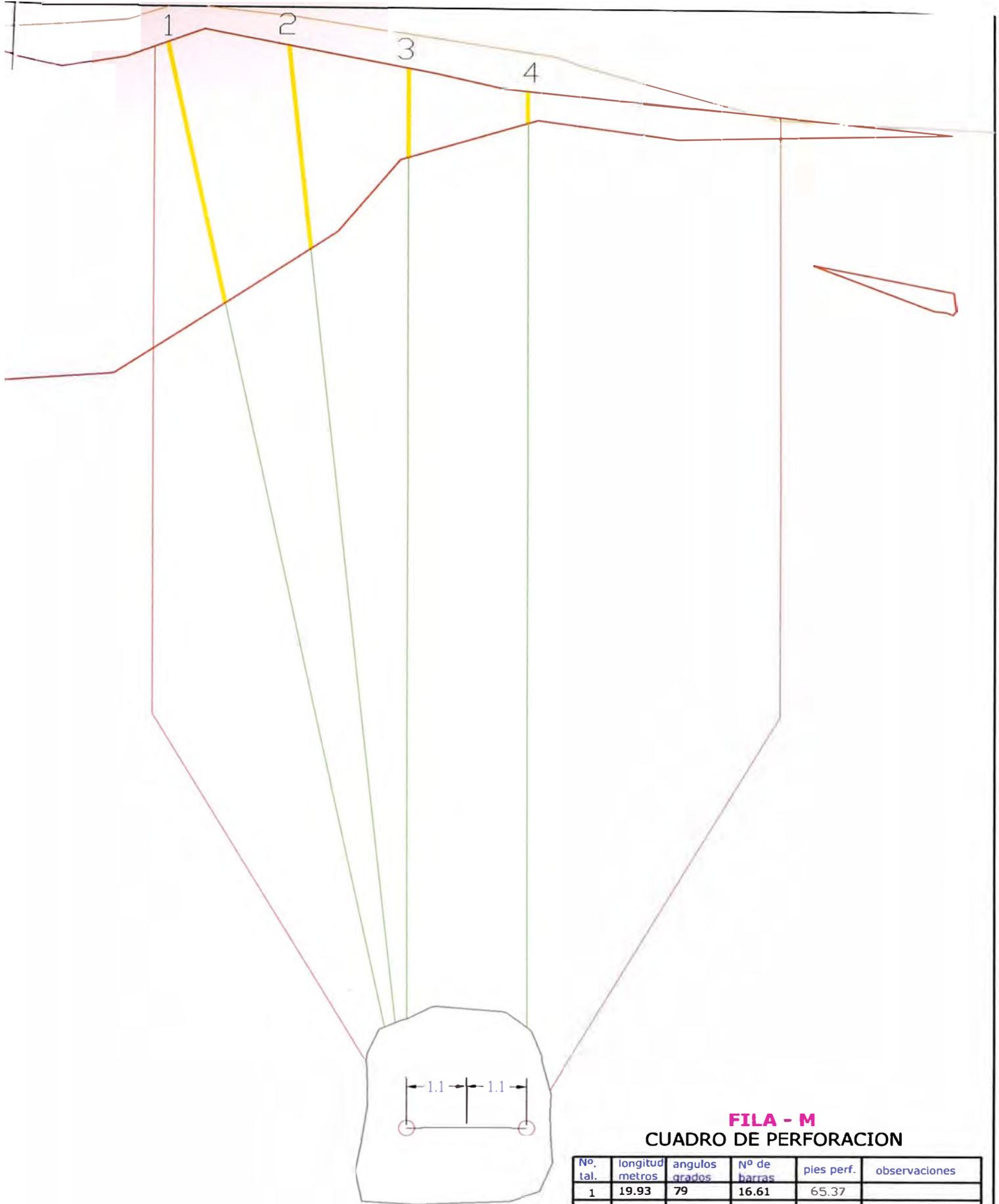
**FILA - K**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	8.56	62	7.13	28.08	
2	13.42	72	11.18	44.02	
3	19.24	79	16.03	63.11	
4	18.71	84	15.59	61.37	
5	18.39	90	15.33	60.32	
6	18.27	90	15.23	59.93	
7	18.18	84	15.15	59.63	
8	18.31	79	15.26	60.06	
9	13.42	72	11.18	44.02	
10	8.56	62	7.13	28.08	
<b>TOTAL=</b>	<b>155.06</b>		<b>129.22</b>	<b>508.60</b>	<b>ESC : 1/100</b>



**FILA - L**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	18.74	84	15.62	61.47	
2	16.36	90	13.63	53.66	
3	16.01	90	13.34	52.51	
4	17.97	84	14.98	58.94	
<b>TOTAL =</b>	<b>69.08</b>		<b>57.57</b>	<b>226.58</b>	<b>ESC : 1/100</b>



**FILA - M**  
**CUADRO DE PERFORACION**

Nº. tal.	longitud metros	angulos grados	Nº de barras	pies perf.	observaciones
1	19.93	79	16.61	65.37	
2	19.15	85	15.96	62.81	
3	18.58	90	15.48	60.94	
4	18.24	90	15.20	59.93	
TOTAL=	75.9		63.25	248.95	ESC : 1/100