

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA



“METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL CAVING
MINA ISCAYCRUZ”

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

JUAN CARLOS LOJA HURTADO

LIMA – PERU

2006

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

CONTENIDO

1. RESUMEN EJECUTIVO

2. MINA TINYAG

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

3. CONDICIONES GEOMECHANICAS DE LA MASA ROCOSA

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

- 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 DE METODO DE MINADO

- 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

6. OPERACIONES UNITARIAS

- 6.1 Perforación
 - 6.1.1 Perforación en realce
 - 6.1.2 Perforación con chimenea VCR

- 6.2 Voladura
 - 6.2.1 En Realce
 - 6.2.2 Con arranque chimenea VCR
- 6.3 Limpieza, acarreo y transporte de mineral
- 6.4 Servicios Mina
 - 6.4.1 Ventilación
 - 6.4.2 Bombeo

7. TRATAMIENTO

- 7.1 Pruebas metalúrgicas

8. EVALUACIÓN ECONOMICA

- 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

9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

ANEXOS

- Anexo 1 Formatos de mapeos geotécnicos
- Anexo 2 Arreglo estructural de la masa rocosa
- Anexo 3 Fotografías de la masa rocosa de Tinyag
- Anexo 4 Ejemplos de la zonificación geomecánica con DATAMINE
- Anexo 5 Resultados de los ensayos de laboratorio en roca intacta
- Anexo 6 Informes de asesoramiento geomecánico
- Anexo 7 Esfuerzos in-situ
- Anexo 8 Informe de Metálica Consultores S.A. sobre SLC Tinyag
- Anexo 9 Informe de las pruebas en maqueta del SLC de Tinyag
- Anexo 10 Informe de estimación de los ángulos de Subsistencia

RELACION DE LAMINAS

- Lámina 1 Plano geológico regional
- Lámina 2 Sección geológica transversal 6680
- Lámina 3 Sección geológica transversal 6730

Lámina 4	Sección geológica transversal 6780
Lámina 5	Sección geológica transversal 6820
Lámina 6	Plano de reservas
Lámina 7	Planos de zonificaciones geomecánicas
Lámina 8	Plano del área de subsidencia
Lámina 9	Plano de diseño de la mina Tinyag
Lámina 10	Plano de vista longitudinal del minado de Tinyag
Lámina 11	Plano de detalles de la malla de perforación

INGENIERIA DE DETALLE Y EVALUACION TECNICA-ECONOMICA DEL PROYECTO

METODO DE EXPLOTACION "SUB- LEVEL CAVING TRANSVERSAL

MINA TINYAG

1.0 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 todos los 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%) = 12'372,133; y TIR = 134% (Cotización Zn = 1,400 \$/t)

Escenario Optimista: VAN (15%)= 31'122,781; TIR= 331% (Cotización Zn = 2,000 \$/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. La producción de esta mina 2,050 TMS/día.
- Mina Chupa: Explotada subterráneamente por el método de minado “subniveles con taladros largos” utilizando relleno cementado en los tajeos primarios. 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.
- 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 skarn, 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 skarn.

Formación Chulec

Está constituida por margas en la base, seguidas de bancos de calizas de estratificación media, son de color gris e imberizan 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, mas 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 skarn 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 másiva.

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.

En los cuerpos principales se han encontrado valores altos promedio del horizonte de hasta 28.89 % de Zn, 1 % de Cu, y valores bajos de Pb 0.02 % y Ag. 0.21 Onz./Tm.

El skarn 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 exoskarn 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 skarn de Ca-Fe-Si por su composición mineralógica, como nombramos anteriormente sería un skarn sin intrusivo expuesto.

El skarn de Tinyag es mas característico y típico, en relación al skarn 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 skarn 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 skarn 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 ,epídota, 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 último 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 sondeos 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 sondeos 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.

3. 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 sondeos, 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 mineralizada

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

En coordinación con el Departamento de Ingeniería, 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 metodo SARC, quedando pendiente realizar el

dimensionamiento para el minado por SLC Transversal, cuyos parámetros se presentan en la Lamina 6.

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 2004 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:

$$\text{DEST} = 2.66 + 0.020 * \text{ZN} + 0.024 * \text{FE}$$

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

Como recurso marginal se consideró los bloques con valor de mineral encima de US\$ 16.95 pero con valor de mineral debajo del valor mínimo de minado considerado.

4. 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.

5. Metodo de Minado.

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

6. 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.

TINYAG (Subterráneo)		80 %
----------------------	--	------

7. Dilución.

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

TINYAG (Subterráneo)		20 %
----------------------	--	------

El material de dilución fue considerado con ley cero

Los valores de dilución y recuperación considerados en el presente informe, corresponden al valor dado por el área de Ingeniería.

8. 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 U.P. 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 geotécnicos en las labores subterráneas y en todo afloramientos rocoso superficial, 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 está adecuados a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), ver ejemplos de estos formatos en el Anexo 1.

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 registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento. Finalmente de consigan en estos formatos la calidad de la masa rocosa.

Esta base de datos es utilizada para toda evaluación geomecánica que se realiza en la U.P. Iscaycruz. 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, luego vienen las cuarcitas,

intercalados con delgados horizontes de margas y areniscas. Todas estas rocas pertenecen a la Fm. Chimú.

El cuerpo mineralizado esta conformado por un skarn, este está rodeado en ciertos lugares, no en todo el cuerpo, 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. Carhuás.

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).

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

En el Anexo 2 se presentan los resultados y en el presente cuadro un resumen de los mismos.

Cuadro 3.1
Sistemas de discontinuidades de Tinyag

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

Estos resultados revelan que hay tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales, muy bien definidos, presentes en toda el área de Tinyag, es decir

en la caja techo, en el cuerpo mineralizado y en la caja piso. Estos son: 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.

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 3 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 del Departamento de Geología, se establecen aquí las características estructurales de las masas rocosas asociadas al yacimiento Tinyag.

Las areniscas, margas, cuarcitas, mineral, skarn 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 rocosas 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 igualmente la base de datos del Departamento de Geología y el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 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 3.2 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
Skarn	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 (Mala B) inferiores 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 desarrolladas en la U.P. Iscaycruz para 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 que se han realizado 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

Dominio Estructural	Promedio RMR	Dominio	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
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 de estabilidad.

Se señala por otro lado, que el Área de Planeamiento también se ha hecho una zonificación geomecánica, utilizando el programa DATAMINE ESTUDIO Versión 2.01 (2005), en base a la información de calidades de roca de la base de datos del Departamento de Geología, 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 4 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 mas importantes del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la resistencia compresiva uniaxial (σ_c) o denominada también resistencia compresiva no

confinada (UCS). Los valores de σ_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 UCS¹.

Cuadro 3.5
Propiedades de la roca intacta de Tinyag

Dominio Estructural	UCS¹ (MPa)	UCS² (MPa)	Constante "m_i"¹	Constante "m_i"²	Peso Unitario KN/m³(1)	Peso Unitario KN/m³(2)
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
Skarn	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, cuyo reporte se presenta en el Anexo 5 de este informe. Un resumen de los resultados de la UCS se presenta en el Cuadro 3.5 en la columna UCS². 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 UCS¹ 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 "m_i" 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 "m_i" 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 "m_i"². 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”¹.

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

Dominio Estructural	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción
Pirita	-	-
Arenisca	53	30°
Marga	-	-
Cuarcita	66	30°
Mineral	63	32°
Skarn	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

Dominio Estructural	Cohesión (KPa)	Angulo de Fricción	Modulo de Deformación (MPa)	Relación de Poisson
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 la explotación no se han registrado la 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 de Tinyag, las condiciones de presencia de agua fueron similares a las indicadas para esta última. Recién en el Nv. 3 (cota 4482) de 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 Yarahuyayno, 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 Tiinyag. 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.

Actualmente, se ha contratado los servicios de una firma consultora especializada, para que realice una evaluación hidrogeológica de todas las minas de la U.P. Iscaycruz. Los resultados de este trabajo dará mayores luces sobre las condiciones del agua subterránea en Tinyag, para poder adoptar las medidas del caso.

3.6 Esfuerzos in-situ

Para estimar los esfuerzos in-situ se ha realizado un modelamiento numérico utilizando el programa de elementos finitos PHASE² Versión 5.046 (Rocscience, 2004) y 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 6 de este informe, 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 7. La conclusión principal de esta evaluación fue que era factible aplicar este método de minado a Tinyag y Rosita, en 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. En el Anexo 8 se presenta este informe. 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 a cargo del personal del Departamento de Planeamiento de Mina Iscaycruz.

Como producto del desarrollo de todas estas actividades, se está desarrollando el actual Estudio de Factibilidad del Minado por SLC del Cuerpo Tinyag.

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 dónde 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 por los Departamentos de Geología y Geomecánica de Mina Iscaycruz. 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 concerniente 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, desarrollado por los colaboradores del autor de este trabajo.

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 el 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 7).

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.

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 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 vs 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.

Por otro lado, los contactos mineral–roca estéril, en el contorno 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 contornos 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:

- Por un lado, 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 pernos, malla, shotcrete. En las labores que actualmente se están construyendo en la caja piso de Tinyag se puede ver que lo que se dice aquí se viene cumpliendo.
- Por otro lado, como se señala al final de este capítulo, la caja techo será más perturbada que la caja piso por la subsidencia que acompaña a este método de minado SLC.

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 mencionado en el párrafo anterior.

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:

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

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

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

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 27.9 %. 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 2 a 5 (Bull and Page, Masmin 2009, 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.

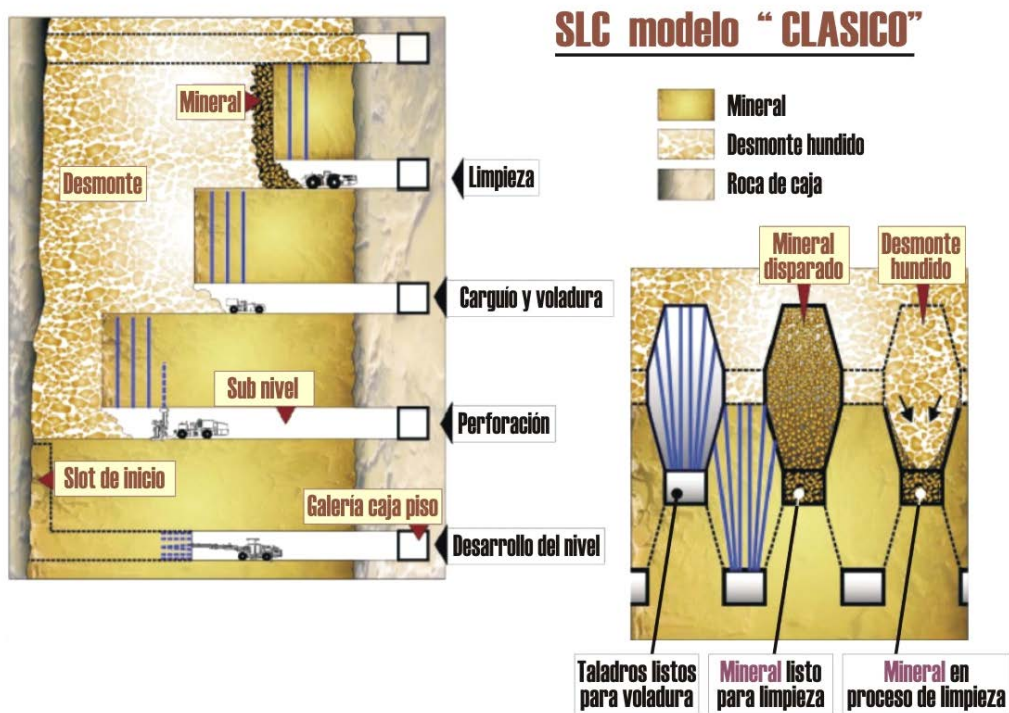


Figura 2: Características resaltantes del SLC tradicional o clásico.

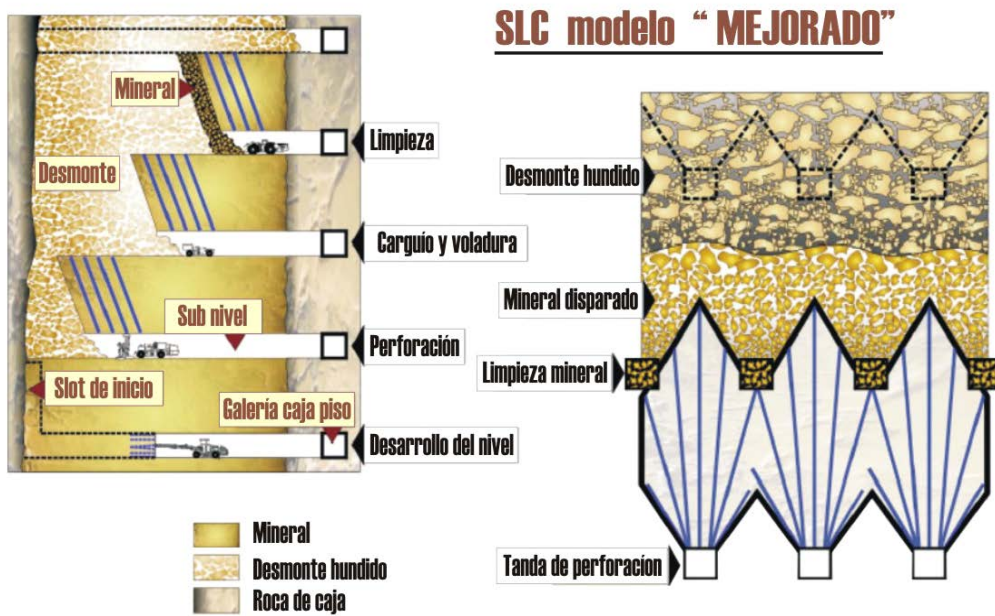


Figura 3: Características resaltantes del SLC mejorado.

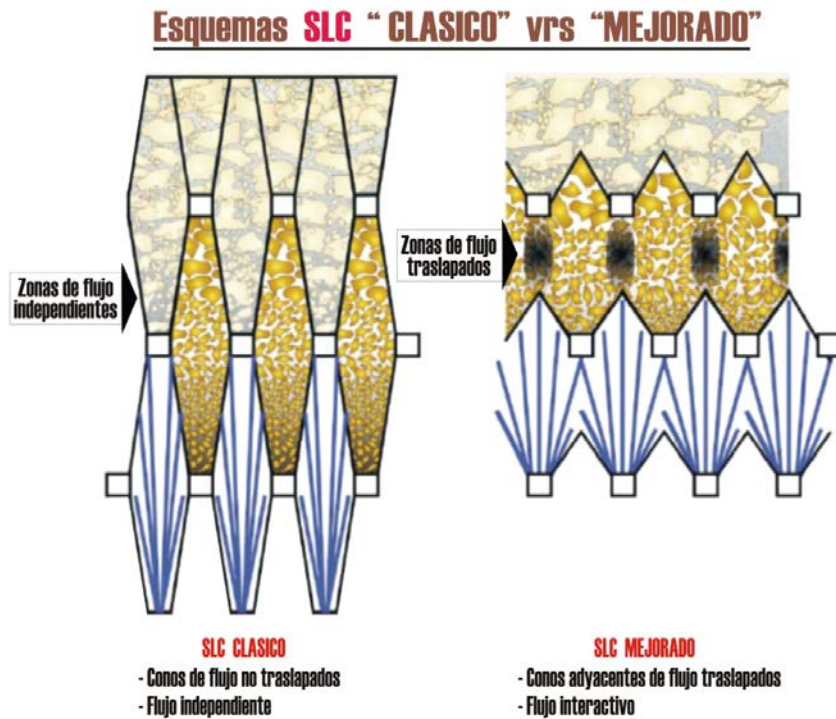


Figura 4: Diferencias en el esquema de la perforación.

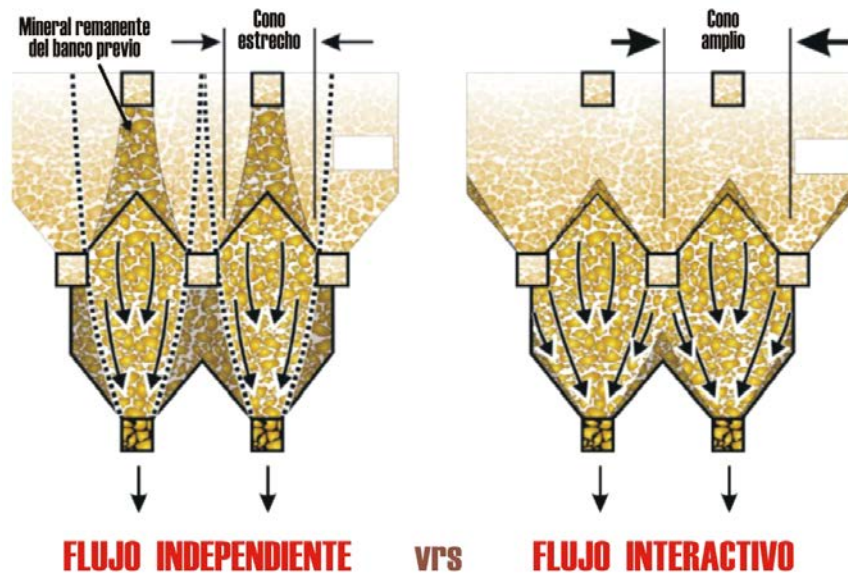


Figura 5: Diferencias en la forma del flujo de mineral.

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 12 m, por lo indicado en el acápite anterior.

Por tanto, considerando los conceptos del SLC tradicional y mejorado, se puede establecer los siguientes parámetros de minado: altura entre subniveles 12 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.

El diseño que está realizando el Departamento de Planeamiento de Mina Iscaycruz, 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. Al respecto, la literatura técnica reporta los siguientes datos generales sobre los parámetros de perforación y voladura: factor de potencia entre 0.9 – 1.1 kg/m³, burden hasta 3 m, diámetro de taladros hasta 115 mm, espaciamiento de taladros mayor que el burden en la relación 1.3:1, inclinación de la fila de taladros 10° a 20°.

4.6 Secuencias de avance del minado

La secuencia de minado recomendable es el minado por “bloques”, lo cual permitirá extraer el mineral en varios niveles simultáneamente, con ello, se tienen las siguientes ventajas:

- Se reducirá el número de frentes en extracción por nivel, con lo cual mejorará las condiciones de estabilidad de los drawpoints y del by-pass.
- Permitirá realizar un adecuado blending, combinando apropiadamente tonelajes y leyes, con el objetivo de alimentar a la planta concentradora mineral de cabeza con una calidad homogénea.
- La producción en varios niveles mejorará la productividad de los equipos y el personal.
- Permitirá tener más alternativas de producción ante eventualidades que se puedan presentar.
- El minado se realizará en retirada. En los drawpoints desde la caja techo hacia la caja piso, y en el subnivel de Norte a Sur. En ambos casos en dirección hacia los accesos. Esto mejora la seguridad del método de explotación.
- Permitirá realizar las preparaciones con menor tiempo de anticipación, logrando reducir el tiempo de exposición del sostenimiento a los esfuerzos presentes.

Para establecer la secuencia de minado se han tenido las consideraciones siguientes:

- Se debe dividir el número de drawpoints de cada nivel en grupos de 4 a 5 drawpoints contiguos.
- Para realizar la extracción de mineral en más de dos niveles, se programan grupos simultáneos que formen longitudinalmente al eje de la veta, una figura similar al perfil de unas gradas (gradines).
- Los grupos que se minarán simultáneamente deben tener una longitud de gradines (en horizontal) de 20 a 40 m, para evitar que la extracción del nivel inferior deje sin piso al nivel superior.
- Esta secuencia de minado exige un estricto cumplimiento de los programas de desarrollos y preparaciones para tener drawpoints disponibles oportunamente y a su vez no abrir con mucha anticipación, a fin de utilizar menos sostenimiento.
- Se debe mantener como mínimo 04 niveles completamente desarrollados y la preparación de acuerdo al planeamiento de producción.
- Durante el pilotaje cada bloque o panel puede ser motivo de experimentación de los parámetros de minado: espaciamiento entre drawpoint, sección de las mismas, principalmente.

Se ha verificado desde el punto de vista geomecánico la longitud horizontal de los gradines en relación a las condiciones de estabilidad local y global. Para tal verificación se ha simulado la secuencia de avance del minado considerando: bloques (paneles) de 4 drawpoints, espaciados cada 11.5 m, es decir, de (4 x 11.5) 46 m; y longitudes de gradines de 20, 25, 30 y 40 m. Los resultados de esta simulación se presentan en el Anexo 9 de este informe. Estos han revelado lo siguiente:

- Los gradines de 20 y 25 m permiten la explotación simultánea de hasta 4 subniveles, mientras que los gradines de 30 y 40 m permiten la explotación simultánea de solo 3 subniveles.
- No hay marcadas diferencias entre todas las longitudes de gradines considerados; la longitud de 20 m, puede considerarse ligeramente más favorable que los demás.
- Por tanto sería recomendable adoptar una longitud de 20 m, sin embargo, a conveniencia del planeamiento y diseño del minado SLC de Tinyag, puede acomodarse esta longitud hasta 40 m, si es que fuera beneficioso para la operación minera.

4.7 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.

Por la información que se tiene disponible del cuerpo Tinyag y por lo que se viene observando hasta el momento en las labores que se viene construyendo, en la caja piso y en el mineral, se afirma que las condiciones geomecánicas de la masa rocosa de Tinyag, están dentro del rango de aplicación del SLC, por lo que el sostenimiento será de las características mencionadas en el párrafo anterior.

4.8 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, 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, también se deberán realizar trabajos de gabinete, para procesar la información de campo y realizar cálculos y modelizaciones con softwares especializados para el SLC, lo cual se recomienda adquirir.

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.

4.9 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 10. 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.

- 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, 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.

4.10 Programa de producción

El programa de producción en la explotación de las reservas y recursos de la Mina Tinyag por el método de sub-level caving se pueden observar en el CUADRO 4.1 que se adjunta. Este contempla que los años 2006 y 2007 la producción tendrá un ritmo de 10,000 toneladas mensuales, para los años 2008 y 2009 se incrementa a 12,000 toneladas, para el año 2010 a 15,000 toneladas, para el periodo 2011 a 25,000 toneladas y para el 2012 a 30,000 toneladas.

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.
 UNIDAD MINERA ISCAYCRUZ
 Departamento de Ingeniería

ANEXO 2 PROGRAMA DE PRODUCCION SLC

		Al 31Dic 2005	2006	Al 31Dic 2006	2007	Al 31Dic 2007	2008	Al 31Dic 2008	2009	Al 31Dic 2009	2010	Al 31Dic 2010	2011	Al 31Dic 2011	2012	Al 31Dic 2012	TOTAL
PRODUCCION MENSUAL TMS			10,000		10,000		12,000		12,000		15,000		25,000		30,000		
RESERVAS TOTALES TMS	TMS	969,913		899,913		779,913		635,913		491,913		311,913		11,913		0	0
DEL NIVEL 4668	Zn%	8.76		8.88		9.00		9.21		9.65		10.60		9.96			
AL NIVEL 4560	Pb%	0.01		0.01		0.01		0.01		0.01		0.01		0.01			
	Cu%	0.34		0.34		0.36		0.38		0.41		0.48		0.70			
	Ag	0.20		0.20		0.19		0.20		0.21		0.21		0.23			
	Fe%	14.22		14.37		14.47		14.60		14.54		13.99		13.82			
TOTAL PRODUCCION TMS	TMS		70,000		120,000		144,000		144,000		180,000		300,000		11,913		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		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

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 trabajó 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 está principalmente basado en un buen conocimiento del flujo gravitatorio así como el comportamiento del mineral y el desmante 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 carguío.

Muchos de los parámetros mencionados interactúan entre sí, 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 optó 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 pivots 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 yd³, 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 tajeos 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 opto 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 plataformado 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 captara 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.


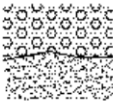
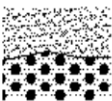
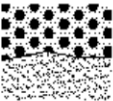








Por otro lado si el desmonte tiene una fragmentación igual o mayor que el mineral, solo un pequeño ángulo hacia delante es recomendado, 5 grados por ejemplo. Cuando el mineral es mas fino que el desmonte, es ventajoso tener una inclinaron negativa, para prevenir el mineral fino dentro del desmonte grueso.

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>Efecto en la mezcla</p> <p>Mineral en Desmonte Pérdida de mineral</p> <p>Practicamente no hay mezcla</p> <p>Desmonte en mineral</p> <p>Practicamente no hay mezcla</p> <p>Nada o poca mezcla</p> <p>Nada o poca mezcla</p>	<p>Punto de vista práctico</p> <p>No favorable</p> <p>Favorable</p> <p>No favorable</p> <p>Favorable</p> <p>Favorable</p> <p>Favorable</p>
---	--	---	--

Mezcla de flujo gravitacional dependiendo de la granulometría del mineral y 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 5000 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 (7)

Para esto, se ha visto que es necesario trabajar con dos a máximo tres draw points en tres niveles consecutivos de trabajo con una secuencia en retirada de norte a sur. Bajo este requerimiento se ha proyectado la necesidad de avances en la mina Tinyag, las cuales se presentan a continuación:

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

Unidad Minera Iscaycruz

CRONOGRAMA PROYECTO "EXPLORACION SUB-LEVEL CAVING TRANSVERSAL MINA TINYAG"
AÑO - 2006

ITEM	DESCRIPCION	ENE				FEB				MAR				ABR				MAY				JUN				JUL				AGO				SET				OCT				NOV				DIC															
		1*	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4																
1.0	Diseño labores de desarrollo y preparación	█																																																											
1.1	Minado cuna norte									█																																																			
1.2	Pruebas piloto zona norte																	█				█				█				█				█				█				█				█				█											
1.3	Pruebas piloto cuña sur																									█				█				█				█				█				█				█											
1.4	Análisis de resultados																																					█				█				█				█											
1.5	Definición parámetros de operación																																																	█				█				█			

ESTUDIO DE FACTIBILIDAD DE MINADO TINYAG

I) PERFORACION:

- a) Perforación en realce.
 - ⇒ Ventajas.
 - ⇒ Desventajas
- b) Parámetros de perforación
- c) Método con chimenea en VCR.
- d) Mallas propuestas (planos)
- e) Parámetros de requerimiento diario.

II) VOLADURA:

- a) Objetivos.
- b) Voladura con arranque en Chimenea VCR.
 - ⇒ Ventajas.
 - ⇒ Desventajas
- c) Voladura en realce.
 - ⇒ Ventajas
 - ⇒ Desventajas.
- d) Perforación y voladura en las filas en abanico.

III) LIMPIEZA Y ACARREO:

- a) Estudio de tiempos.
- b) Tablas y gráficos de parámetros.
 - ⇒ Toneladas / Distancia
 - ⇒ Ciclo / Distancia.
 - ⇒ Horas requeridas / Distancia.
 - ⇒ N° de viaje hora / Distancia
- c) Calculo de costos de Scoop.
 - ⇒ Costo \$ / Distancia.
 - ⇒ Eficiencia por niveles.

IV) ACARREO EN SUPERFICIE:

- a) Costos de acarreo.
- b) Gráficos comparativos de los parámetros.
 - ⇒ Costo \$ /Distancia.
 - ⇒ Viajes requeridos / tonelaje. (Tajo)

V) SOSTENIMIENTO:

- a) Costos por mano de obra en sostenimiento.
- b) Parámetros.

6. OPERACIONES UNITARIAS

6.1 Perforación

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 desea dar a los taladros por lo que se propone que para un total de 14 filas en tipo realce en 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 un 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 7781.82 pies perforados.

METROS PERFORADOS	2310.9	Nº tal.	188
		tal > a 16 barras	14
PERFORACION / PIES	7581.82	tal. < a 16 barras	174

Parámetros de Perforación

DIAMETRO DE PERFORACIÓN	: 64mm.
IDA UTIL DE BROCAS	: 3000 pies
UREZA DE LA ROCA MINERALIZADA	: 38 RMR
VELOCIDAD DE PENETRACION	: 27 m/Hr.
URDEN EN FILAS	: 2.2 m.
SPACIAMIENTO POR FILAS	: 2.2 m.
URDEN EN REALCE	: 1.5 m.
SPACIAMIENTO EN REALCE	: 2.2 m.
UENTE	: 11 m.
LTURA 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
Corregido	181	19	18

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 para crear la inclinación adecuada de corrida de carga .

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	971.82	→ 523.81	2493.59
pies < a 16 barras	6610.0	→ 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 trasversal 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 cuadradotes 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 para 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.

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.

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

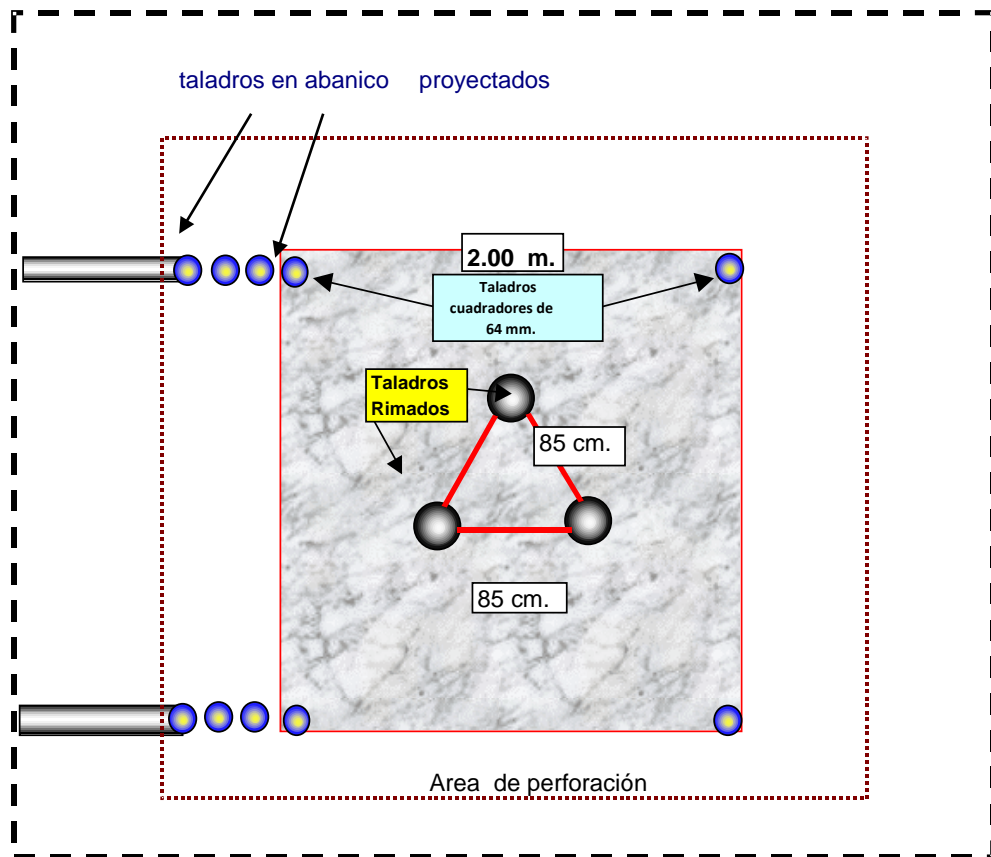
PIES PERFORADOS			
pies > a 16 barras	0	0	1561.17
pies < a 16 barras	5238.85	1561.17	

Densidad 3.3 3.0 3.5
 Tn /Pies. : 2.669 2.426 2.83
 Pies / Hr. : 57.49

La chimenea se hará con una inclinación de 71° hacia el lateral 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.

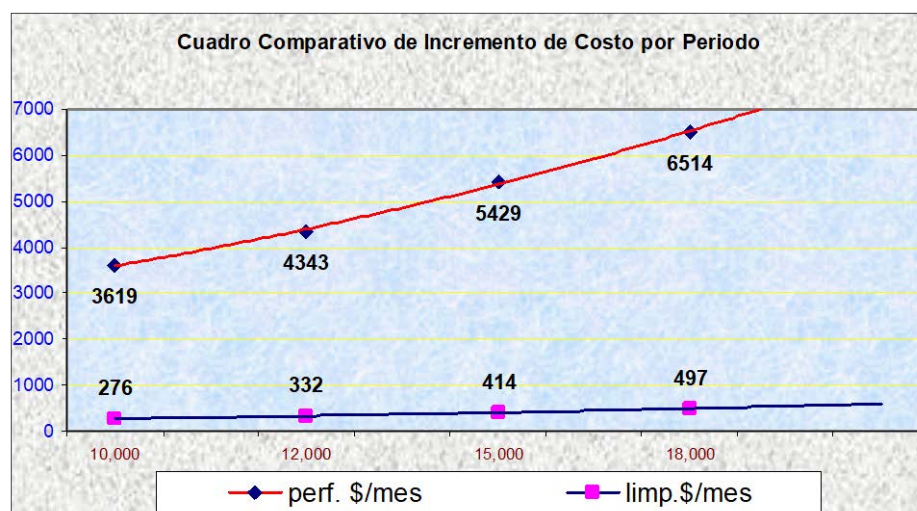


PARAMETROS DE REQUERIMIENTO DIARIO

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

Esta producción requerirá que el tiempo de perforación al mes será 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

6.1.2 Voladura

El objetivo de una voladura es lograr una adecuada fragmentación del macizo rocoso, ya que todas las decisiones técnicas, 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 cuán sensible es el macizo rocoso al someterle 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 a tomado como ejemplo los parámetros de perforación y voladura con las que se están trabajando en la mina Limpe Centro y Chupa, las que se trata de adecuar a las características del macizo rocoso del nuevo proyecto Tinyag.

6.1.2.1 Voladura Con Arranque en Chimenea VCR.

En voladura para lograr un buen resultado se debe de tener en cuenta algunos parámetros que influyen en el resultado del mismo:

1. La malla de perforación debe ser bien definida por el área de topografía teniendo en cuenta las variables del terreno.

2. Que la perforación se adecue a los cambios del terreno para minimizar la proporción de la desviación de taladros, de manera que se lleve un buen paralelismo sobre todo en los taladros del arranque y las ayudas.
3. Debe de considerarse que el carguío de los taladros se debe hacer con personal calificado para el trabajo, para así adecuarse a la malla de perforación y las secuencias de voladura que se requiera.
4. El material explosivo a usarse se debe de adecuar a las condiciones del terreno y la disposición del abastecimiento, en su parte inicial se estará usando los mismos materiales con que se cuenta actualmente.

La secuencia de salida en el arranque debe variar de 50 a 75 milisegundos de diferencia entre series. Esto para darle un tiempo determinado a los taladros a volarse para de expulsar el material rota y caiga todo y no se anille en la parte alta de la chimenea.

Ventajas

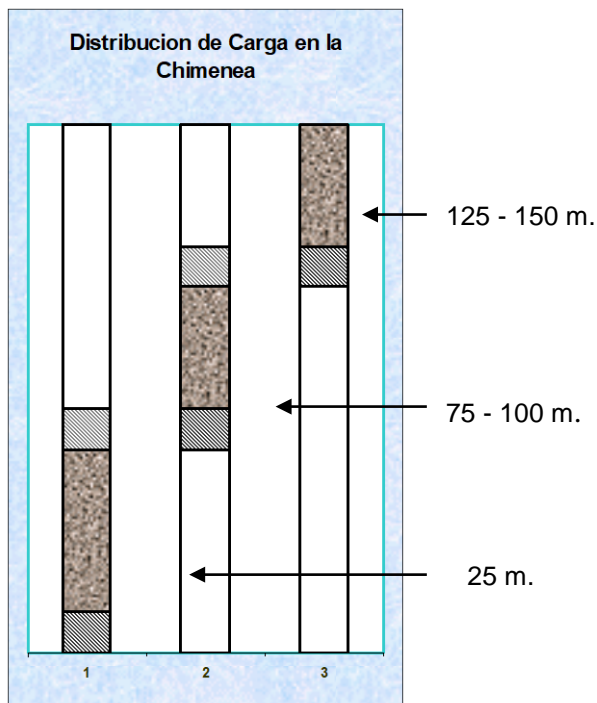
- La ventaja más resaltante en este método es que asegura que la chimenea tenga una mayor eficiencia de disparo, del total de metros perforados, lo cual resulta una proyección más confiable de los disparos.
- El factor de carga calculado en promedio es de 0.21 Kg./Tn. La cual es menor al factor de carga con el método del realce y se refleja por la menor cantidad de taladros que se va a cargar.
- El costo de perforación y voladura resulta menor en comparación al método del realce que alcanza la suma de 918.78 \$. en explosivos, 1561.17 \$. en la perforación.

Desventajas

- Presenta una gran dificultad en el momento del carguío de la chimenea a los taladros rimados en vertical ascendente, puesto que los taladros son de gran diámetro (101mm.) y la carga (ANFO) no se sostiene en la cavidad con facilidad, por lo que se recurre a introducir tapones en los taladros con la

finalidad de retener la carga, por lo que este hecho genera un mayor tiempo en el llenado de la carga explosiva.

- Al realizar el carguío de los taladros rimados. Es complicado hacer que los tapones con los que se trabajan queden compactos, por lo que existe la probabilidad que la detonación en el arranque sea deficiente, y lo que se busca es aprovechar al máximo su poder rompedor que genera el anfo, durante el proceso de detonación de la voladura en el arranque.
- Por el tipo de terreno los taladros a cargar presentan un mayor diámetro de perforación por el desbocamiento lo cual es bastante común en este tipo de terrenos por lo que implica mayor consumo de explosivos.
- Se recomienda el uso de mangas de polietileno de 4" en los taladros, con el fin de uniformizar la carga explosiva en la columna, lo que implicaría una menor cantidad de carga por taladro, para evitar el desbocamiento de los taladros se tiene que perforar con un equipo adecuado que tenga el sistema de atomizado de agua / aire.



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
Costo Total	918.78

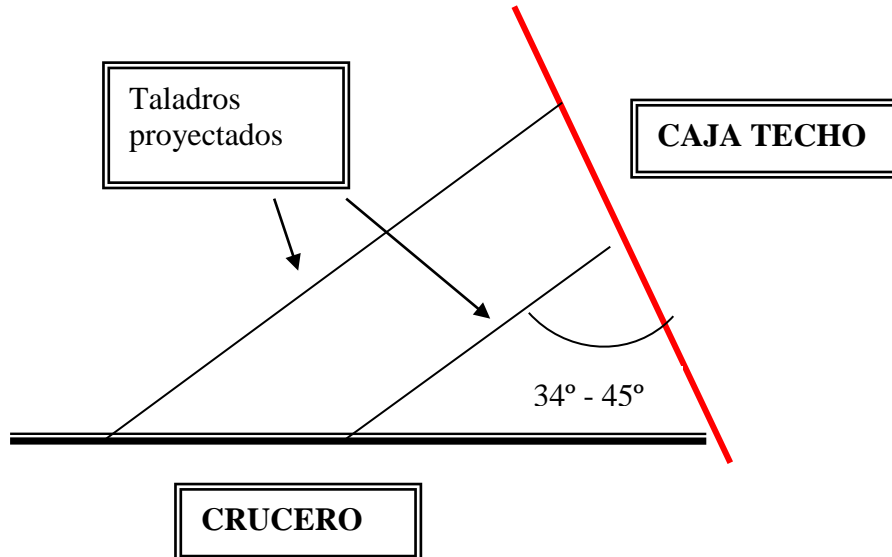
PARAMETROS DE CARGUIO	
Carga por Taladro (Kg.)	20
Altura de carga por Taladro (m.)	2.0
Altura de Taco (m.)	1.0
Altura de chimenea (m.)	11.00

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

6.1.2.2 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 de voladura. Que es en el fondo del taladro.



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

Ventajas

- Su carguío es mas rápido que el anterior método puesto que el material explosivo (ANFO) se comprime con bastante facilidad dentro de los taladros por ser estos de un diámetro óptimo para este tipo de carguío.
- Se controla mejor la cantidad de carga en los taladros por tener todos en mismo diámetro lo que implica el uso de 2.5 Kg. De Anfo por metro lineal de carga de 64 mm.
- Hay mayor probabilidad de recuperación del mineral al tener menor resistencia del macizo rocoso por el mayor ángulo de perforación hacia la cara libre con respecto a la caja techo.

Desventajas

- Según el tipo de roca, el resultado de la voladura hacia el fondo del taladro más largo no es muy eficiente, por el alto grado de presión de la roca y la distancia a la cara libre.
- El costo de perforación y voladura es mayor por el incremento de pies perforados durante el minado. Lo que implica un incremento de 22.3 % en costo de explosivos.

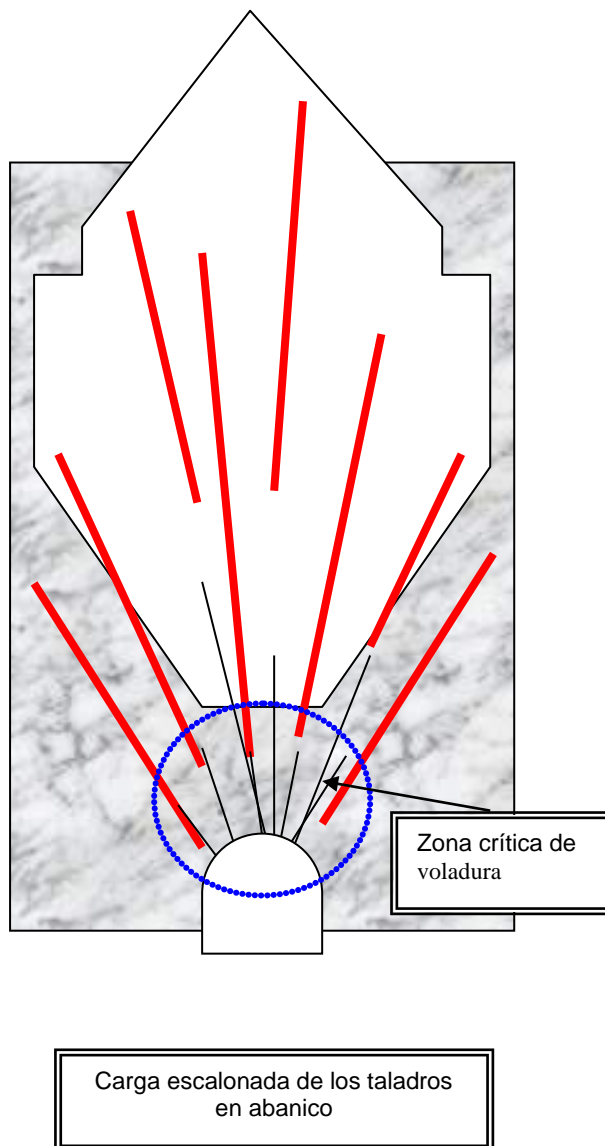
Perforación y Voladura en las Filas en Abanico.

El carguío de los taladros se realizará con el método de inyección de anfo por aire comprimido la que resulta muy eficiente y de rápido manipuleo lo cual se puede regular la compresión de carga de acuerdo a la altura de carga y al diámetro de los taladros a cargar.

El diámetro de carga es controlado con mangas de polietileno de 4", la cual es insertada dentro de los taladros para crear una pared uniforme.

La secuencia de salida en la voladura de los taladros inclinados, se harán en forma de V, lo que se desea lograr con la secuencia de salida es que en el centro cree la cara libre para luego romper hacia los tajos continuos y la carga se concentre en la parte céntrica del tajo a la vez manteniendo una secuencia de salida de los disparos con un

retardo de entre los 25 a 50 milisegundos, los efectos de la vibración en la zona disminuye.



El carguio en las filas en abanico de acuerdo a la malla de perforación se establece en forma escalonada, para no 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 50 a 75 milisegundos.

El grado de amortiguación que ofrece el material depositado en la cara libre, conlleva a una mejor distribución de malla y carga para un resultado favorable.

6.1.3 Limpieza, Acarreo y transporte de mineral

Los trabajos de limpieza de los tajos se realizarán con los Scoop de 3.5 Yd³, el promedio de carga por cuchara es de 5 Toneladas. Considerando que la densidad del mineral en la mina Tinyag es de 3.3 Tn/m³.

De acuerdo al proyecto, la distribución de los accesos a los tajos, es a cada 10 metros de distancia lo que hará más dinámico el proceso de limpieza.

El mantenimientos de las vías en la zona a minar se harán muy constantes por el alto transito que soportara esta zona, por lo que la frecuencia de ripeo debe ser de dos

veces por semana y un repaso de las vías diariamente, antes de la jornada de limpieza, de esta manera se pretende mejorar el porcentaje de eficiencia de los Scoop, a la vez se disminuye los problemas que ocasiona al mal estado de las vías a los operadores y al Equipo.

La cantidad estimada de Equipos requeridos para la limpieza de los tajos es de dos equipos a la vez, lo que hará que el ciclo de carguío a los camiones y/o Dumpers sea mas constante y no se de mucho tiempo de reposo a la carga en los tajos, con el fin de que el mineral no se humedezca demasiado.

6.1.3.1 Estudio de Tiempos

SCOOP DE 3.5 yd³

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 (Yd³) : **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

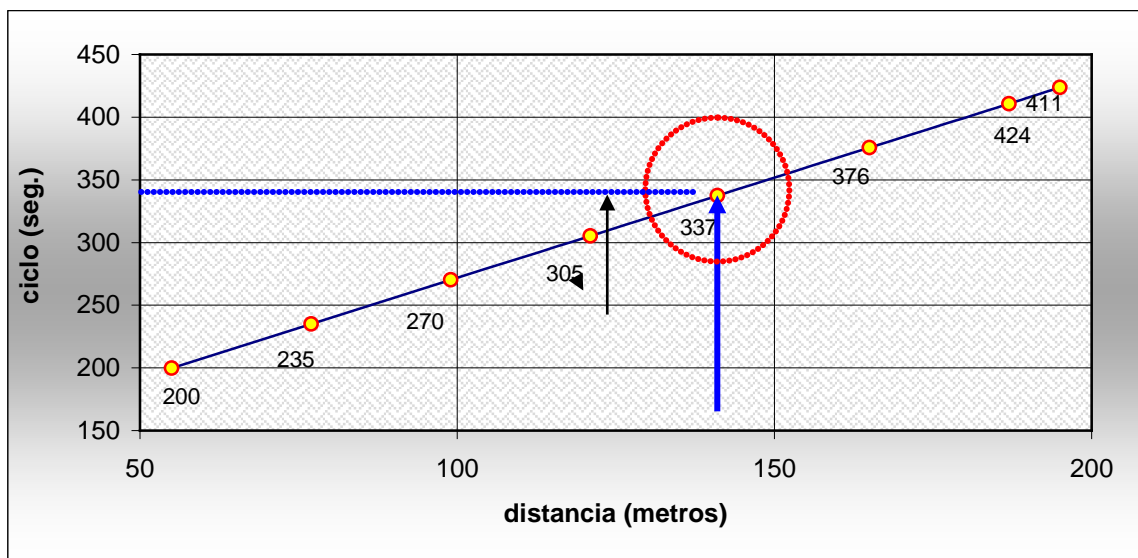
LABOR: Mina Tinyag.
 NIVEL : 4533
 HORAS OPERATIVAS: 7
 Tn. A TRASLADAR: 333.33

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

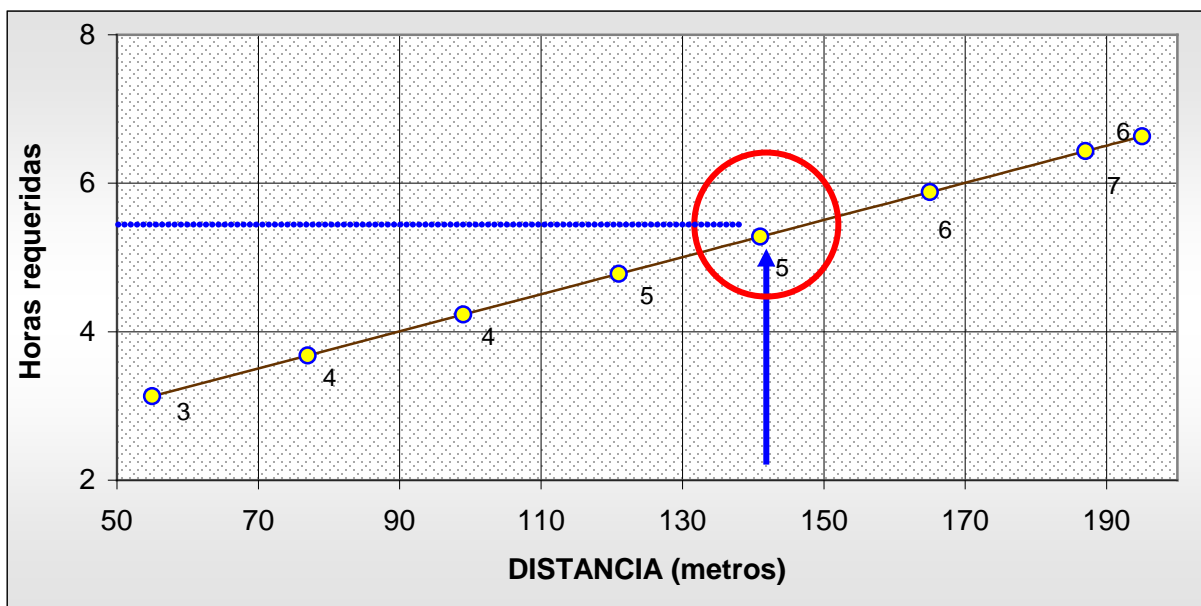
6.1.3.2 Tablas Graficas de Parametros

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 carguío más cercana a las labores.

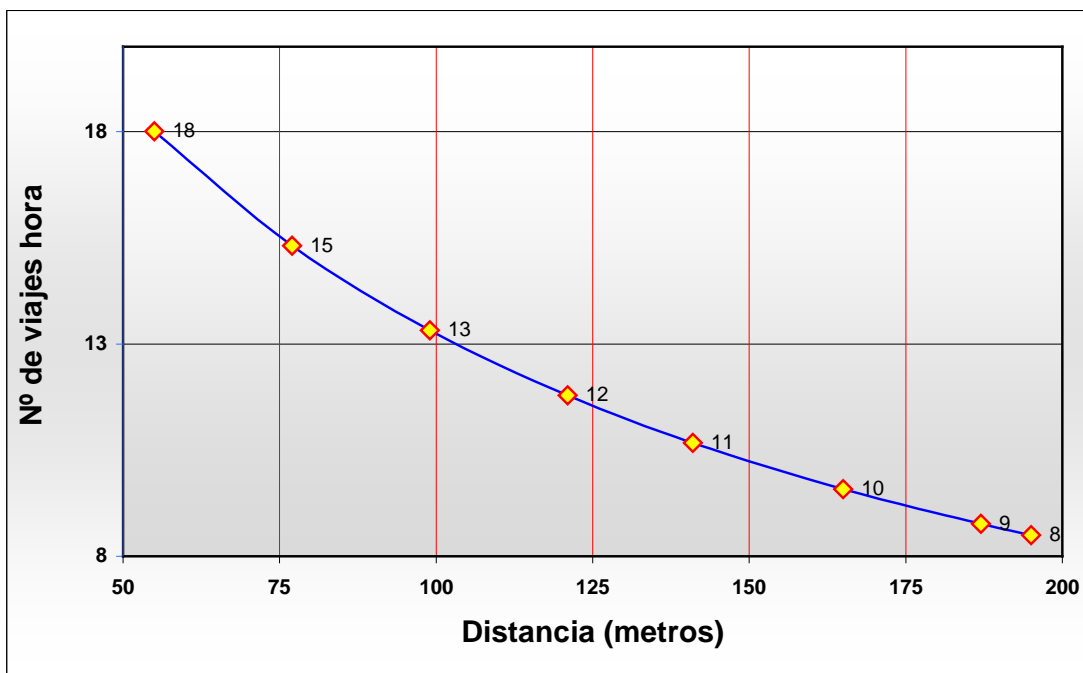
El tiempo de ciclaje es proporcionalmente directo a la distancia que se tiene desde las labores en la que se está minando.



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.



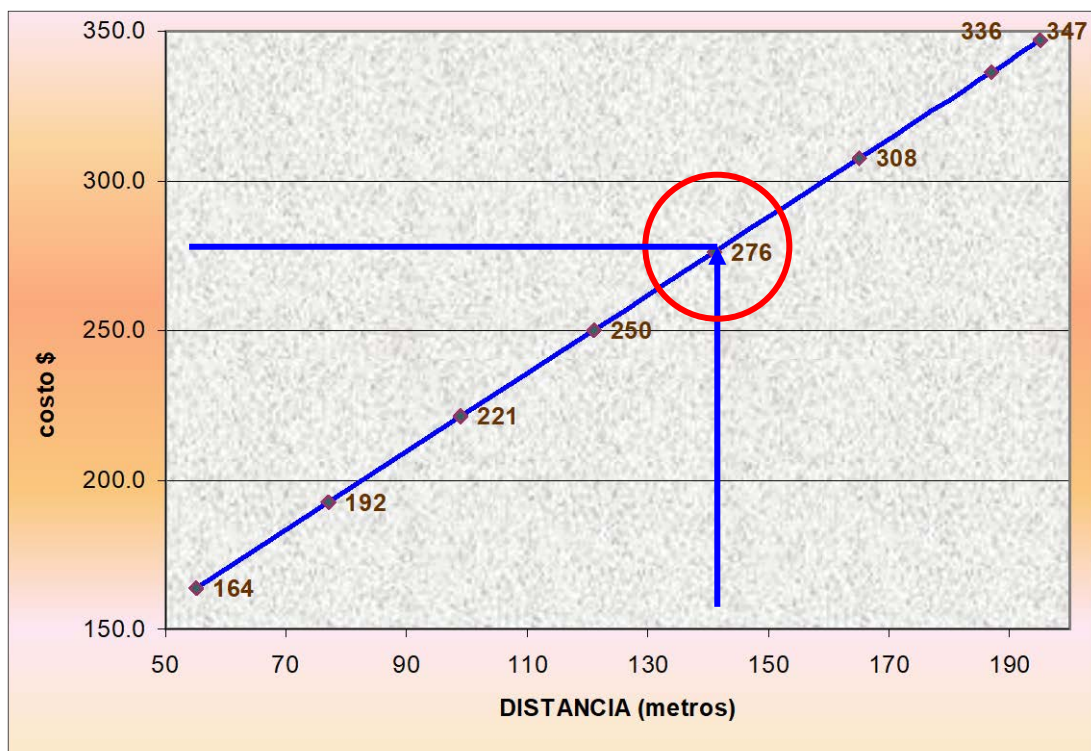
6.1.3.3 Cálculos de costos (SCOOP)

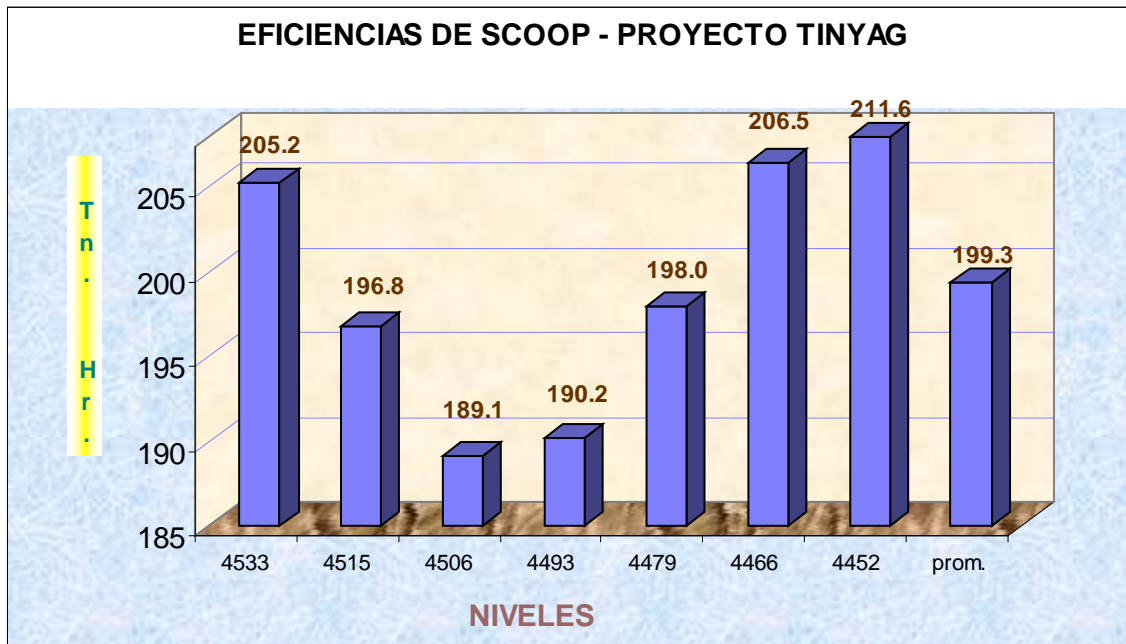
Según los cálculos de voladura, el tonelaje por disparo de las filas es de 333.33 Toneladas, lo que se toma este dato como referencia para los cálculos de los costos de operación para los equipos de limpieza.

El costo de operación promedio para los Scoop de 3.5 Yd³ 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





6.1.3.4 Acarreo a superficie

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 m³
- Densidad del mineral Tinyag : 3.3 Tn. / m³.
- Toneladas transportadas por viaje : 23.8

6.1.3.5 Costos de acarreo

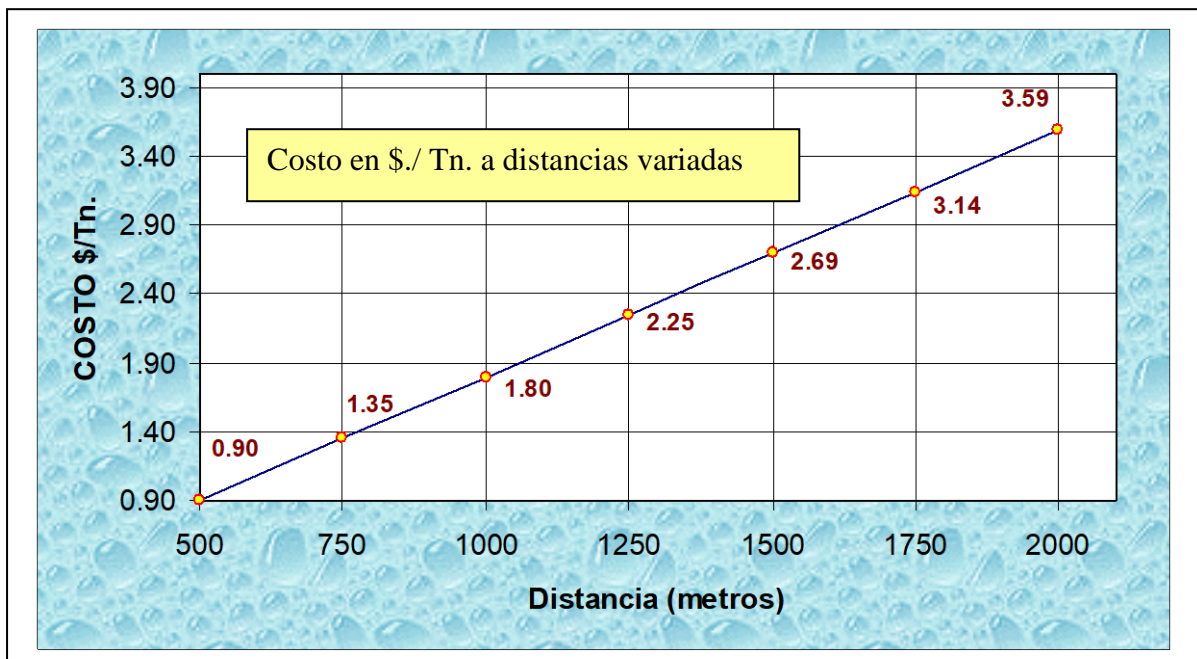
Actualmente se esta trasladando mineral de la mina chupa, utilizando el mismo método y el costo por Tonelada transportada está en 2.26 \$/Tn. Desde el nivel -5 hasta las canchas de acumulación en chancado primario, 2.06 \$/Tn desde el Nv. -4 y de 1.53 \$/Tn. Desde el Nv -3.

GRAFICO DE LOS PARÁMETROS

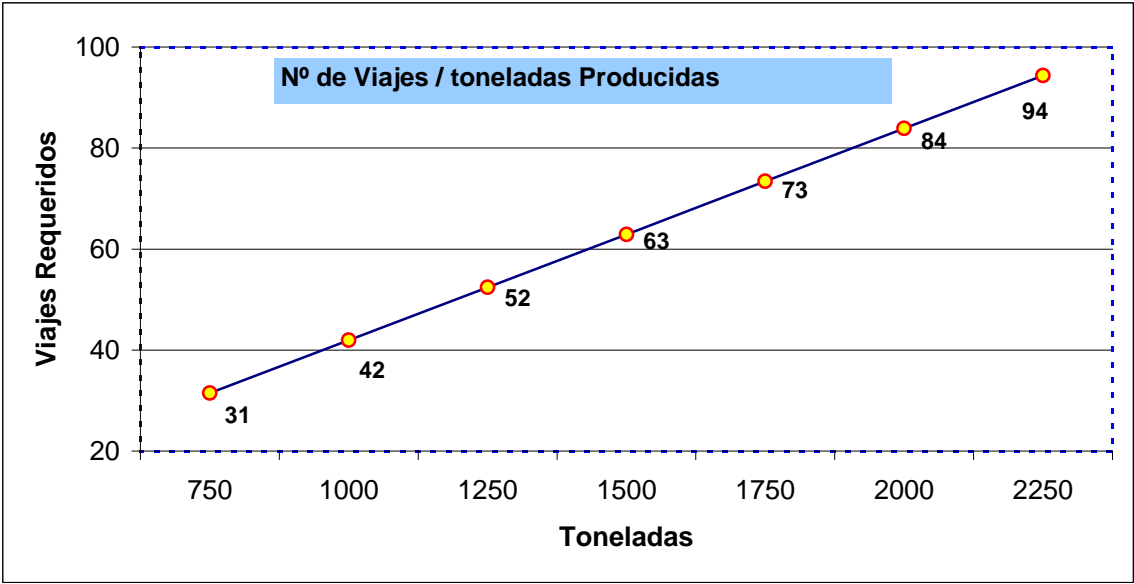
DISTANCIAS EN METROS

	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



6.4 Servicios Mina

6.4.1 Ventilación

Circuito Principal

El circuito principal diseñado para Tinyag es tener una chimenea inyectora de aire por la zona norte del cuerpo mineralizado (ch-790), de manera que permita ventilar cada uno de los draw points de minado en los diferentes niveles de trabajo. En la cola sur del cuerpo se tendrá una chimenea extractora (ch-640) de sección 3x3, para inducir que el aire fresco ingrese por la ch-790 y permita ventilar todo el by-pass en cada uno de los niveles donde se trabaje.

Estas dos chimeneas estarán comunicadas a los by-passes mediante cruceros, y en la cabeza de la ch-640 se tendrá un ventilador de 120,000 cfm.

Según el programa de producción a largo plazo, solo se tendrá tres niveles de explotación, por lo tanto en cada nivel se encontraran reguladores de aire de sección 3.2x3.2, estos reguladores estarán ubicados en la chimenea inyectora y en la chimenea extractora, de tal manera que se consigan los 12 m³ de caudal requerido para cada nivel de trabajo. En todo momento el regulador que se tenga en la parte mas baja de la chimenea de extracción se encontrara abierto, con la finalidad de ayudar la ventilación de la rampa.

Para este sistema planteado se hace simulaciones al programa requerido, teniéndose las siguientes alternativas:

Alternativas	Sección-Chimenea Inyección (m ²)	Caudal en Niveles	Chimenea Inyección	Consumo de Energía (HP)	Costo Anual (\$/año)
1	3.8 x 3.8	10m ³ /s	Sin Ventilador	35.10	24772
2	3x3	8m ³ /s	Sin Ventilador	38.84	27412
3	2.7x2.7	7m ³ /s	Sin Ventilador	39.8	28090
4	2.7x2.7	10m ³ /seg.	Con Ventilador 60,000cfm VAV-45	13.4 + 36.3=39.7	28019
5	2*2	8m ³ /s	Ventilador 60,000cfm VAV-45	14.7+36.3= 41.1	29007
6	2x2	13m ³ /s	Ventilador 120,000cfm VAV-60-26.5-1750-II	42.8+36.18 =78.98	55742
7	2.7x2.7	13m ³ /s	Ventilador 60,000cfm VAV-48-26.5-1750-I	37.52+36.18 =73.98	52.015

Según el cuadro anterior la alternativa 1- 4 - 6 - 7 cumplen con los requerimientos de aire para la ventilación auxiliar (>10 m³/seg.), la alternativa Nro-1 se descarta por requerir tener una sección de 3.8x3.8 y las condiciones de estabilidad del terreno no lo permiten.

El costo de una chimenea de sección: 2.7mx2.7m es 277.95 \$/m y el costo de una chimenea de sección 2mx2m es de 253.95\$/m, la diferencia de 24 \$/m y en 130 m alcanza un total de **3120 \$**, la diferencia de costo de energía al año entre las alternativas 4-6 es de 27,723 \$/año y entre las alternativas 4-7 es de 23,996 \$/año estas dos alternativas resultan desfavorables por los costos altos de energía , por lo tanto la alternativa 4 es la más conveniente.

Circuito Auxiliar

Para el circuito auxiliar se utilizara un ventilador de 32,000 cfm modelo VAV-32-14-3450-I el cual es el standard en la mina Limpe Centro, 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, sea por excavación o por deformación de la roca, siendo las distancias de 140 m en promedio. Para el caso de Tinyag la ventilación auxiliar tiene menor resistencia, con las corridas efectuadas el ventilador propuesto puede cubrir la demanda de $12 \text{ m}^3/\text{seg}$. El sistema de minado que esta orientado ha trabajar con un máximo de tres draw-point por nivel, debería trabajar con estrangulador en las otras dos salidas.

Según el cuadro resumen figuran corridas para diferentes tipos de mangas, en estas se descarta las mangas de 24", ya que ofrece mucha resistencia y alto consumo de energía (11 Kw.), brindando un caudal menor que el necesario.

Al aumentar el diámetro de la manga baja la resistencia del circuito auxiliar, así como el consumo de energía. Se ha probado que la manga gemela de 32" no presenta problemas de rotura en la operación, ya que tiene una altura $Y=24"$; en el mercado también se tiene manga gemelas de 36" altura $Y=27"$ con un menor consumo de energía (10 Kw.- $12 \text{ m}^3/\text{seg}$.), la diferencia anual de ahorro de energía entre estas dos es de 1,892 \$/año.

6.4.2 Bombeo

El agua que se obtiene producto de las perforaciones incide en una mayor proporción al agua que se obtiene producto de las filtraciones, esto se ha podido apreciar en las labores ya preparadas que se tienen en la caja techo de la Mina.

Se estima que por la poca cantidad de agua que se va a tener, la bomba deberá impulsar un caudal máximo de 30 lts./seg.

La cámara de bombeo se ha diseñado tenerla en la zona de la rampa, muy cerca de la chimenea de servicios, de manera que la tubería principal de bombeo pueda

instalarse por esta chimenea y permita bombear el agua a una altura dinamica mas optima.

Las cámaras deberán instalarse en los niveles principales 4506.5, 4493 y 4452.5 a medida que vayamos profundizando la mina.

El calculo hecho indica que para poder bombear 30 lts/seg. desde el nivel mas bajo (nivel 4444) hasta superficie (nivel 4584), usando la ruta mas optima y con tubería de 8", se requiere de una bomba Hidrostal-262 de 100 HP.

El sistema de bombeo ha instalarse debe incluir la instalación de dos bombas adicionales, una bomba en stand-by y otra por si hubiese incremento de agua en la mina.

Es importante mencionar que toda la instalación de la chimenea de servicios, incluido materiales asciende ha US\$ 190,518.25, este gasto se hará durante los años 2006, 2008 y 2010. A continuación presento los cálculos respectivos.

MINA TINYAG
ALTERNATIVA (Nv-4444 al Nv-4584)
DETERMINACION DE PERDIDAS Y ESTIMACION DE LA POTENCIA EN UN SISTEMA DE BOMBEO
(Llenar solo los valores de las variables en azul)

DATOS

Longitud e tuberia(mts) **L = 590**
 Gravedad específica **S = 1.05**
 Caudal en lt /seg **Q = 30**
 Coeficiente de rugosidad de **C = 150** C de HDPE = 150
 Hazen Williams
 Diametro Interior (mm) **d = 163.6** SDR11-HDP 8"
 Altura estatica en metros **He = 140**

Accesorios:

Cant	FITTING	diametro de tuberia(mm)	Long. Equivalente(m)
2	Tee (ingreso por lateral)	163.6	6.54
2	Tee (salida por lateral)	163.6	16.36
10	Codo de 90°	163.6	49.08
0	Codo de 60°	163.6	0.00
4	Codo de 45°	163.6	11.78
1	"Y" a 45°	163.6	9.82
0	Valvula de Globo convencional (Abierta Completamente)	163.6	0.00
0	Valvula de ángulo convencional (Abierta Completamente)	163.6	0.00
1	Valvula de compuerta convenciona (Abierta Completamente)	163.6	2.45
2	Valvula mariposa convencional (Abierta Completamente)	163.6	13.09
2	Valvula Check convencional (Abierta Completamente)	163.6	32.72
Total			141.84

RESULTADOS

Longitud Equivalente de accesorios(m) **Lea = 141.84**

Altura de perdidas (m) **Hp = 8.09** 

Altura Dinamica Total **ADT (m) = 148.09**

Altura Dinamica Total **ADT (psi) = 210.74**

ESTIMACION DE LA POTENCIA DE LA BOMBA

Factor Corr. Altura 0.92 4200 msnm 15° C

Eficiencia asumida(%) **N = 72%**

Potencia de la Bomba(HP) **P = 86.39** Lima 93.90 Mina

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
UNIDAD MINERA ISCAYCRUZ

MINA TINYAG
ALTERNATIVA (Nv-4509 al Nv-4584)
DETERMINACION DE PERDIDAS Y ESTIMACION DE LA POTENCIA EN UN SISTEMA DE BOI
(Llenar solo los valores de las variables en azul)

DATOS

Longitud e tuberia(mts) **L = 520**
 Gravedad específica **S = 1.05**
 Caudal en lt /seg **Q = 30**
 Coeficiente de rugosidad de Hazen Williams **C = 150** C de HDPE = 150
 Diametro Interior (mm) **d = 163.6** SDR11-HDP 8"
 Altura estatica en metros **He = 75**

Accesorios:

Cant	FITTING	diametro de tuberia(mm)	Long. Equiva
2	Tee (ingreso por lateral)	163.6	6.54
2	Tee (salida por lateral)	163.6	16.36
10	Codo de 90°	163.6	49.08
0	Codo de 60°	163.6	0.00
4	Codo de 45°	163.6	11.78
1	"Y" a 45°	163.6	9.82
0	Valvula de Globo convencional (Abierta Completamente)	163.6	0.00
0	Valvula de ángulo convencional (Abierta Completamente)	163.6	0.00
1	Valvula de compuerta convencional (Abierta Completamente)	163.6	2.45
2	Valvula mariposa convencional (Abierta Completamente)	163.6	13.09
2	Valvula Check convencional (Abierta Completamente)	163.6	32.72
Total			141.84

RESULTADOS

Longitud Equivalente de accesorios(m) **Lea = 141.84**

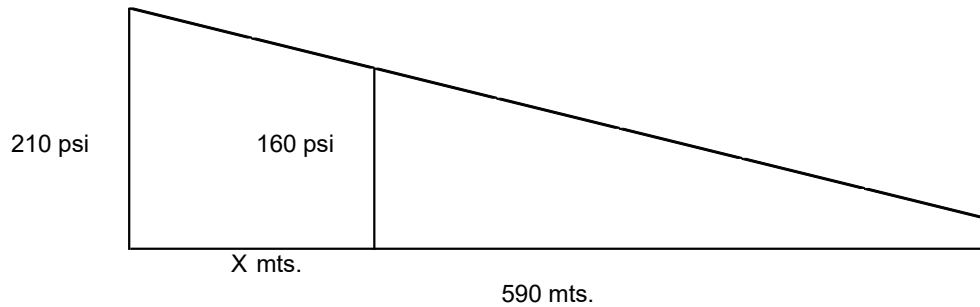
Altura de perdidas (m) **Hp = 7.32** 

Altura Dinamica Total **ADT (m) = 82.32**
 Altura Dinamica Total **ADT (psi) = 117.14**

ESTIMACION DE LA POTENCIA DE LA BOMBA

Factor Corr. Altura 0.92 4200 msnm 15° C
 Eficiencia asumida(%) **N = 72%**
 Potencia de la Bomba(HP) **P = 48.02** Lima 52.19 Mina

CALCULO DE TUBERIA DE FIERRO DE 8" DE DIAMETRO



$$X = 140 \text{ mts.}$$

Para una longitud de tubería de 590 mts. se requiere tener una tubería que soporte una presión de 210 psi, para los 140 primeros metros (tubería de Fierro) y luego los 450 metros restante una presión dinámica de 160 psi (tubería de HDP).

Si le damos un margen de seguridad de 20 metros, podemos instalar tubería de Fe, en los 160 metros desde la conexión de la tubería con la bomba Hidrosta. Por lo tanto instalaríamos tubería de longitud que tiene la chimenea, mas 60 metros por la rampa principal.

ALTERNATIVA -27 C (Nv-27 al Nv -19)						
	TIPO 1	TIPO 2	TIPO 3	TIPO 4	TIPO 5	TIPO 6
	Schedule 40-Acero 12"	Schedule 40-Acero 10"	Schedule 40-Acero 8"	sdr11-hdp 8"	sdr11-hdp 6"	sdr11-hdp 4"
			600 psi	185 psi	160psi	160psi
Norma				ISO 4427-2000	ASTM F714	ASTM F714
Diam. Ext:(mm)	324	273	219.10	200.00	168.28	114.30
Diam. Int:(mm)	303.38	254.46	202.74	163.60	137.70	93.52
Espesor:(mm)	10.31	9.27	8.18	18.20	15.29	10.39
Peso:(kg/m)	79.72	60.30	42.53	9.92	7.81	3.36
Escenarios						
Diametro	Caudal	Altura Estatica	Perdidas	Altura Dinamica	Potencia (HP)	
12"	100	133.12	3.55	136.67	273.33	300
10"	100	133.12	7.88	141.00	282.00	300
8"	100	133.12	22.31	155.43	310.87	350

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

A: Ing. Wilson Arzapalo, Superintendente Concentradora Iscaycruz
De: Ing. Lucio Marrón, Metalurgista de Planta

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.

Atentamente

Lucio

Prueba #

84

REPORTE DE LABORATORIO METALURGICO

Muestra

Mineral Tinyag Normal

Condiciones

Standard

Fecha: 16/02/2006

Etapa	Reactivos g/t							Tiempo Minutos				Producto	Peso		Ensayes %				% Distribucion			
	CaO	CNNa	Z-11	CuSO ₄	H-53	PZ-2	Dex.	Mol.	Cond.	Flot.	pH		g	%	Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
Molienda							20															
Acond. 1							60	3			12	5 Zn Cl Conc	232.5	12.99	2.42	0.04	52.07	8.61	78.5	36.7	86.0	7.0
Acond. 2	x			1000				3			12	6 Zn 3rd Cl Relave	18.7	1.04	1.08	0.03	15.65	15.69	2.8	2.2	2.1	1.0
Acond. 3			60		32			3			12	7 Zn 2nd Cl Relave	77.2	4.31	0.30	0.01	2.69	18.33	3.2	3.0	1.5	4.9
Zn Rougher										4		8 Zn 1st Cl Scav Conc	98.2	5.49	0.36	0.02	2.94	22.58	4.9	7.8	2.1	7.7
Zn Scaven			10		4			1		3		9 Zn 1st Cl Scav Relave	99.7	5.57	0.12	0.00	1.00	15.82	1.7	0.4	0.7	5.5
Remolienda				500				5				10 Zn Ro Relave	1263.8	70.60	0.05	0.01	0.86	16.84	8.8	49.9	7.7	73.9
Zn 1ra. Clean							20	1		4	12	Cabeza (calc)	1790.1	100.0	0.40	0.01	7.87	16.1	100.0	100.0	100.0	100.0
Zn Scav. Clean			15		4			1		2		Cabeza (Ensayada)										
Zn 2da. Clean	x						10	1		3	11.8	Productos combinados										
Zn 3er. Clean					4			1		3	11.8	5-6 Zn 2nd Cl Conc		14.03	2.32	0.04	49.4	9.1	81.3	38.9	88.0	8.0
pH natural 7.26												5-7 Zn 1st Cl Conc		18.35	1.85	0.03	38.4	11.3	84.6	42.0	89.5	12.9
												5-8 Zn 1st Cl Conc + Sc Conc		23.83	1.50	0.03	30.2	13.9	89.5	49.7	91.6	20.6
												5-9 Zn Ro Conc		29.40	1.24	0.02	24.7	14.3	91.2	50.1	92.3	26.1
												5-10 Zn Ro Alimento		100.0	0.40	0.01	7.9	16.1	100.0	100.0	100.0	100.0
												9-10 Zn Ro + Cl Scav Relave		76.17	0.06	0.01	0.9	16.8	10.5	50.3	8.4	79.4

CUADRO 7.1

BALANCE MELURGICO - 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/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	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/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
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 m³ 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 comprende 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

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 retorno (TIR): 51%

8.3.2 ESCENARIO CONSERVADOR

Este escenario considera las cotizaciones siguientes:

Zinc	1,400	US\$/t
Plomo	850	US\$/t
Cobre	3,000	US\$/t
Plata	7.0	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\$ 12`372,133
- Tasa Interna de retorno (TIR): 134%

8.3.3 ESCENARIO OPTIMISTA

Este escenario considera las cotizaciones siguientes:

Zinc	2,000	US\$/t
Plomo	1,000	US\$/t
Cobre	3,500	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 8.3c)

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\$ 31`122,781
- Tasa Interna de retorno (TIR): 331%