

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA**



**MINADO DEL CUERPO TINYAG POR EL METODO DEL
SUBLEVEL CAVING**

**EMPRESA MINERA LOS QUENUALES – UNIDAD MINERA
ISCAYCRUZ**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
MICHAEL OLIVARES RAMOS.**

LIMA – PERU

2009

INDICE

Dedicatoria.

Agradecimientos.

I.	INTRODUCCIÓN.....	7
II.	UBICACIÓN.....	10
III.	GEOLÓGIA.....	13
	3.1 Geología Regional.....	13
	3.1.1 <i>Estratigrafía.</i>	
	▪ <i>ROCAS INTRUSIVAS.</i>	
	3.1.2 <i>Geoestructuras.</i>	
	3.1.3 <i>Consideración de la génesis.</i>	
	3.2 Geología local.....	19
	3.3 Yacimiento de Tinyag (Limpe Sur).....	21
	3.3.1 <i>Geología Económica.</i>	
	3.3.2 <i>Alteración y mineralización.</i>	
	3.3.3 <i>Controles de Mineralización.</i>	
	3.3.4 <i>Mineralogía del Yacimiento.</i>	
	3.4 Yacimiento de Rosita.....	28
	3.4.1 <i>Alteración y mineralización.</i>	
	3.4.2 <i>Controles de la mineralización.</i>	
IV.	CONDICIONES GEOMECHANICAS.....	31
	4.1 Caracterización de la masa rocosa.....	31
	4.1.1 <i>Información Básica.</i>	
	4.1.2 <i>Aspectos litológicos.</i>	
	4.1.3 <i>Distribución de discontinuidades.</i>	
	4.1.4 <i>Aspectos estructurales.</i>	

4.2	Clasificación de la masa rocosa.....	34
4.3	Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	35
4.4	Resistencia de la roca.....	38
	4.4.1 <i>Resistencia de la roca intacta.</i>	
	4.4.2 <i>Resistencia de las discontinuidades.</i>	
	4.4.3 <i>Resistencia de la masa rocosa.</i>	
4.5	Condiciones del agua subterránea.....	41
4.6	Esfuerzos in-situ.....	42
4.7	Estimación del Angulo de Subsistencia SLC de Tinyag.....	46
	4.7.1 <i>Método Mina El Teniente.</i>	
	4.7.2 <i>Experiencia de Mina Rosaura.</i>	
	4.7.3 <i>Modelamiento en maqueta – SLC Tinyag.</i>	
	4.7.4 <i>Estabilidad estructuralmente controlada.</i>	
	4.7.5 <i>Estabilidad de los taludes del Pit en SLC Tinyag.</i>	
	4.7.6 <i>Análisis esfuerzo/deformación.</i>	
V.	SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO.....	62
	5.1 Generalidades.....	62
	5.2 Sistema de clasificación propuesto.....	63
	5.3 Elección del método de minado.....	69
VI.	EVALUACIÓN DE RESERVAS.....	74
	6.1 Generalidades.....	74
	6.2 Sistemas y criterios de Clasificación de Reservas.....	75
	6.2.1 <i>Recursos Minerales.</i>	
	6.2.2 <i>Reservas Minerales.</i>	
	6.3 Reservas Mina Tinyag.....	80
	6.4 Análisis de Reservas de la Mina Tinyag.....	81
VII.	EVALUACION ECONÓMICA.....	84
	7.1 Costos de Producción de Tinyag.....	84

7.2	Calculo de los valores Punto y Valor de Mineral.....	85
7.3	Análisis Operacional y Económico de la Mina Tinyag.....	85
VIII.	DISEÑO DE MINA Y CARACTERISTICAS DEL METODO.....	95
8.1	Generalidades.....	95
8.2	Ubicación de las labores de desarrollo y operación.....	96
8.3	Sostenimiento de las Labores.....	104
8.4	Análisis Técnico del Método.....	105
8.5	Comportamiento del flujo gravitacional.....	107
8.6	Características Geométricas del Método.....	109
8.7	Flujo Gravitacional.....	111
8.8	Subsidencia.....	113
8.9	Análisis de perdidas en la Recuperación y perdidas por Dilución.....	116
8.10	Comparación con la mina Rosaura.....	119
8.11	Alternativa de Modificación del Método.....	121
IX.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	127
10.	BIBLIOGRAFIA.....	129

ANEXOS

Anexo1:	Información Litológica y Geomecánica.
Anexo2:	Diagramas Estereográficos del Yacimiento Tinyag.
Anexo 3:	Incremento de la Infiltración en Relación a la Profundización del Minado Subterráneo de las Minas Tinyag y Rosita.

DEDICATORIA

A mi familia quienes día a día me incentivan a seguir creciendo en este duro camino por recorrer, a los amigos quienes comparten su experiencia en este negocio prolijo en el que nos desarrollamos “La Minería”.

AGRADECIMIENTO

Este trabajo es el resultado de un constante monitoreo y aprendizaje de este novedoso método de explotación Sub Level Caving aplicado en el cuerpo Tinyag de La Mina Iscaycruz. Agradezco profundamente a mis compañeros de labores por el aporte dado, del mismo modo a los profesores de esta nuestra prestigiosa casa universitaria que nos han incentivado a dar este importante paso en nuestro desarrollo profesional y personal.

I. INTRODUCCION

El cuerpo Tinyag se ha explotado 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 realiza por minado subterráneo por el método de Sub Level Caving.

El cuerpo Rosita, ubicado inmediatamente al Sur de Tinyag, también de ha minado a cielo abierto. A partir de la cual se tiene planeado explotar este yacimiento también por minado subterráneo “Sub Level Caving Transversal”.

En su informe de Asesoramiento Geomecánico de Marzo del 2004, el Ing. David Córdova puso a consideración de Empresa Minera Los Quenuales S.A. - Unidad Minera Iscaycruz, 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. 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. Como resultado de este trabajo se realizó un primer dimensionamiento del minado por SLC de Tinyag y Rosita.

En los años siguientes se realizaron 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, en el año 2006 se desarrolló el Estudio de Factibilidad del Minado por SLC del Cuerpo Tinyag. Tomando en cuenta los resultados de este estudio, se iniciaron las actividades de minado a nivel de pilotaje, a fin de tener los parámetros finales de minado.

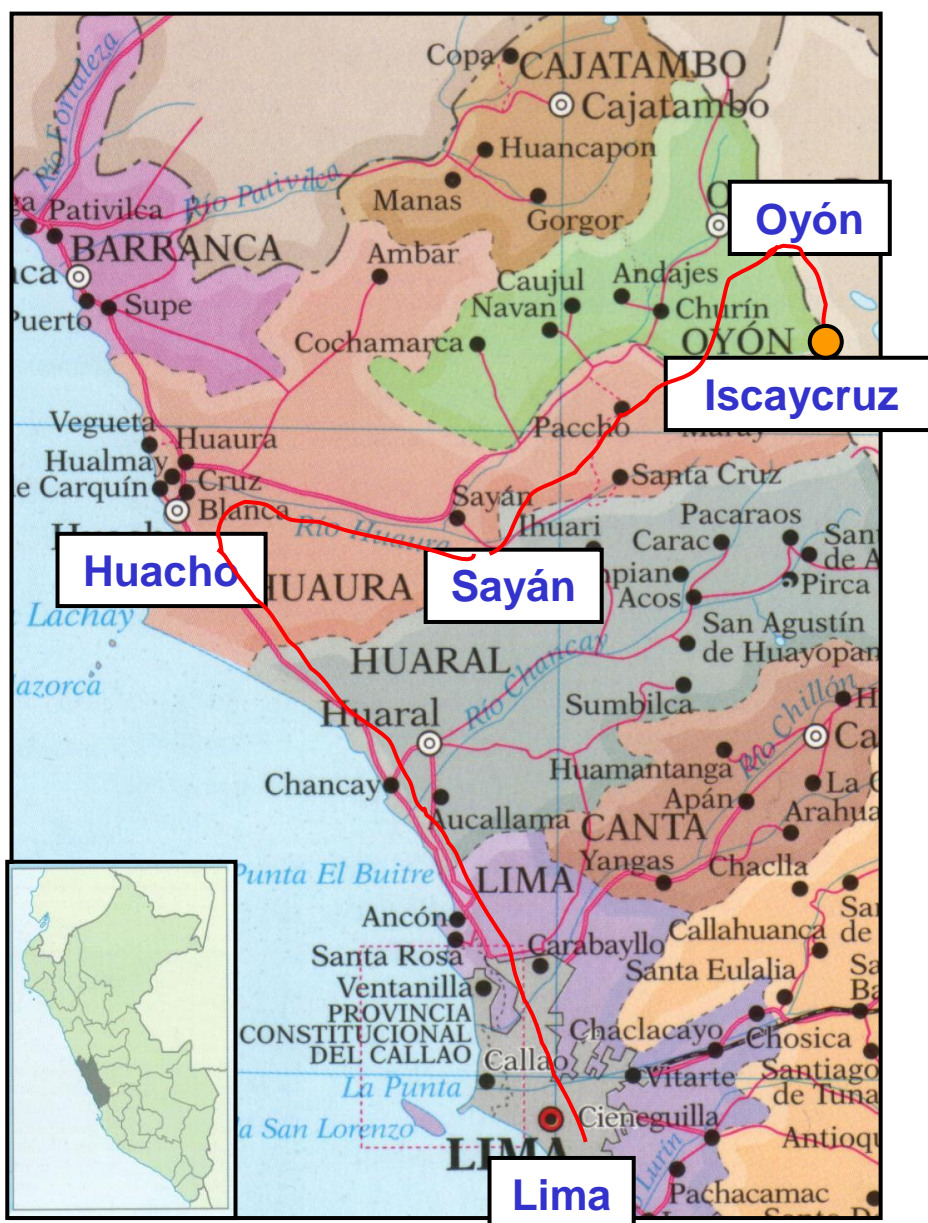
A finales del año 2006 se inició la explotación del cuerpo Tinyag por el método del Sub Level Caving Transversal en 2 niveles iniciales (niveles 4548 y 4533) obteniéndose resultados de recuperación de 75% y dilución de 30% esto por ser los

primeros niveles de explotación, los cuales han ido mejorando con la profundización de la operación; actualmente se viene realizando el minado en 5 niveles y la preparación de los 3 siguientes niveles, con buenos resultados de Recuperación (85%) y Dilución (15%), además de bajos costos de minado 10.47 \$/Tm, debido principalmente al no uso de relleno en la explotación.

Además se esta preparando el Cuerpo Rosita y se tiene planeado iniciar a mediados del 2010, su explotación por el método del Sub Level Caving Longitudinal significando esta un gran reto pues presenta variables complicadas como las malas características del macizo rocoso que dificulta la estabilidad y la presencia de sulfuros secundarios en la mineralización que dificultan el proceso de la concentración.

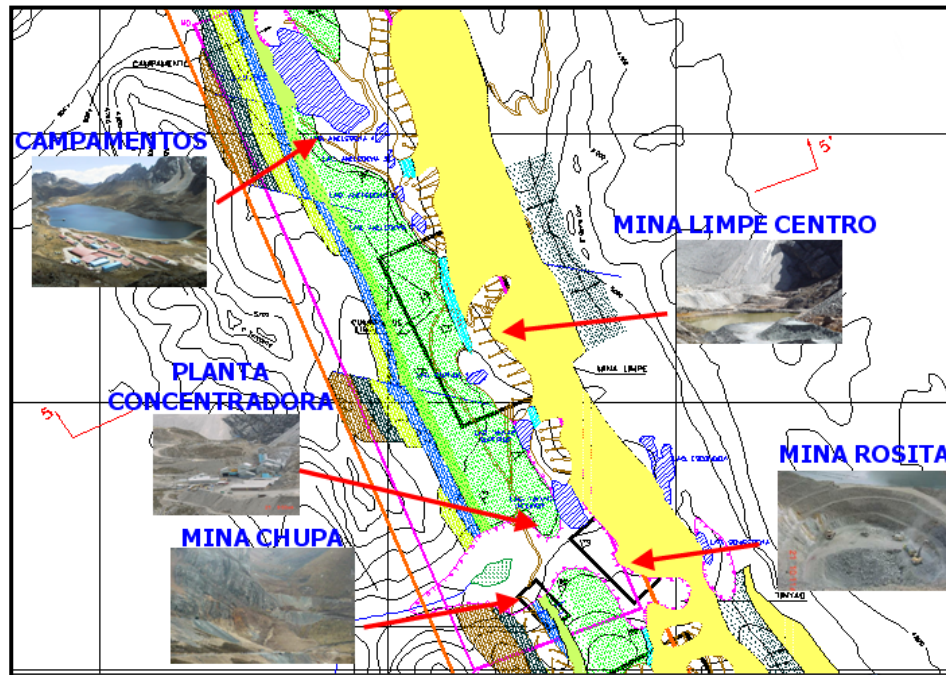
II. UBICACIÓN

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 U.P. 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 y en pasta. La producción de esta mina 2,200 TMS/día.
- Mina Chupa: Explotada subterráneamente por el método de minado “subniveles con taladros largos” utilizando relleno cementado en los tajeos primarios y detrítico en los secundarios. 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 esta explotando con minado subterráneo por el método del “Sub Level Caving Transversal” a un ritmo de producción de 600 TMS/día.
- Mina Rosita: La parte superior de este yacimiento, fue explotada por minado a cielo abierto hasta la cota 4502. A partir de esta cota el minado en profundidad será por minado subterráneo, para lo cual se está ejecutando el desarrollo de la mina.



III. GEOLÓGIA

3.1 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 sobreescorrimiento paralelos al eje principal.

3.1.1 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 intemperizan a color crema amarillento.

Formación Pariatambo

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

Formación Jumasha

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

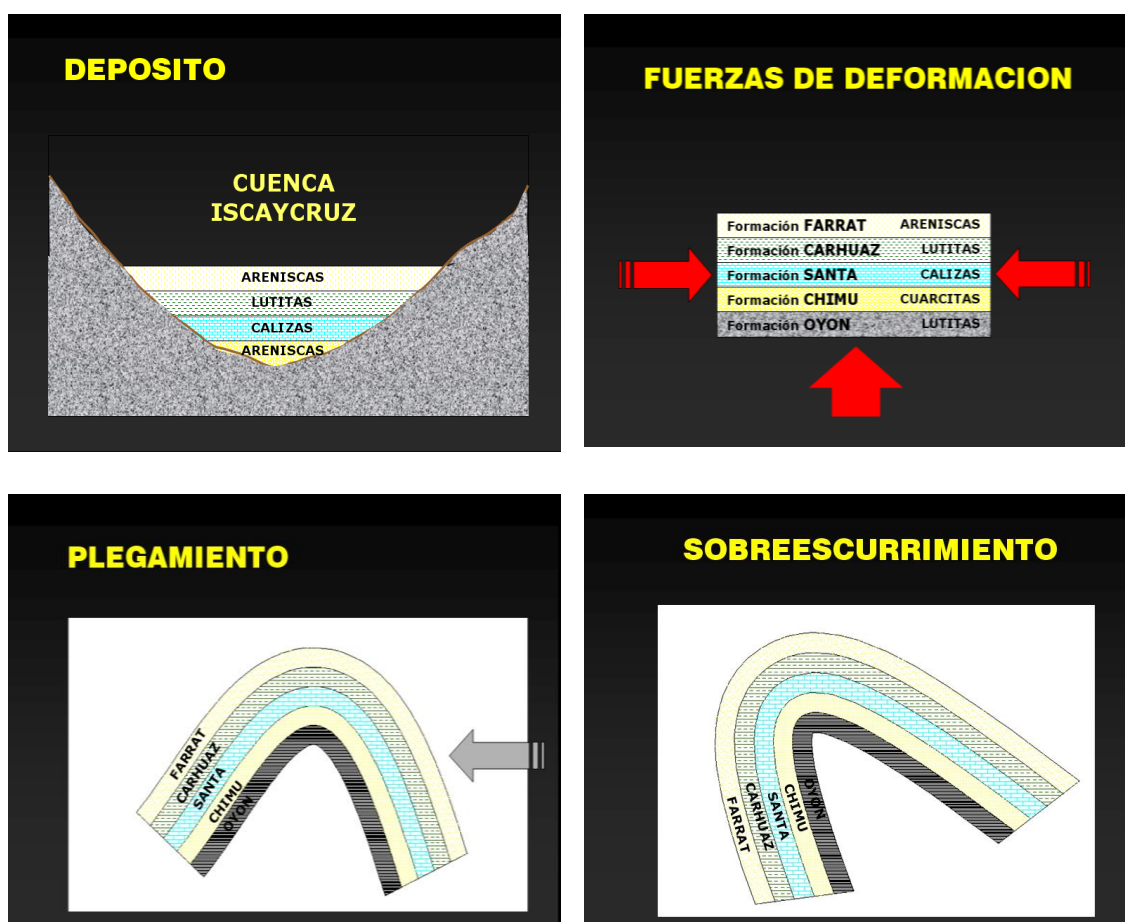
ROCAS INTRUSIVAS.

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

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

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

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



3.1.2 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.

3.1.3 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.

3.2 Geología local

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

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

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

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

La mina Chupa es un depósito metasomático 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 alrededor 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.

3.3 YACIMIENTO DE TINYAG (Limpe Sur).

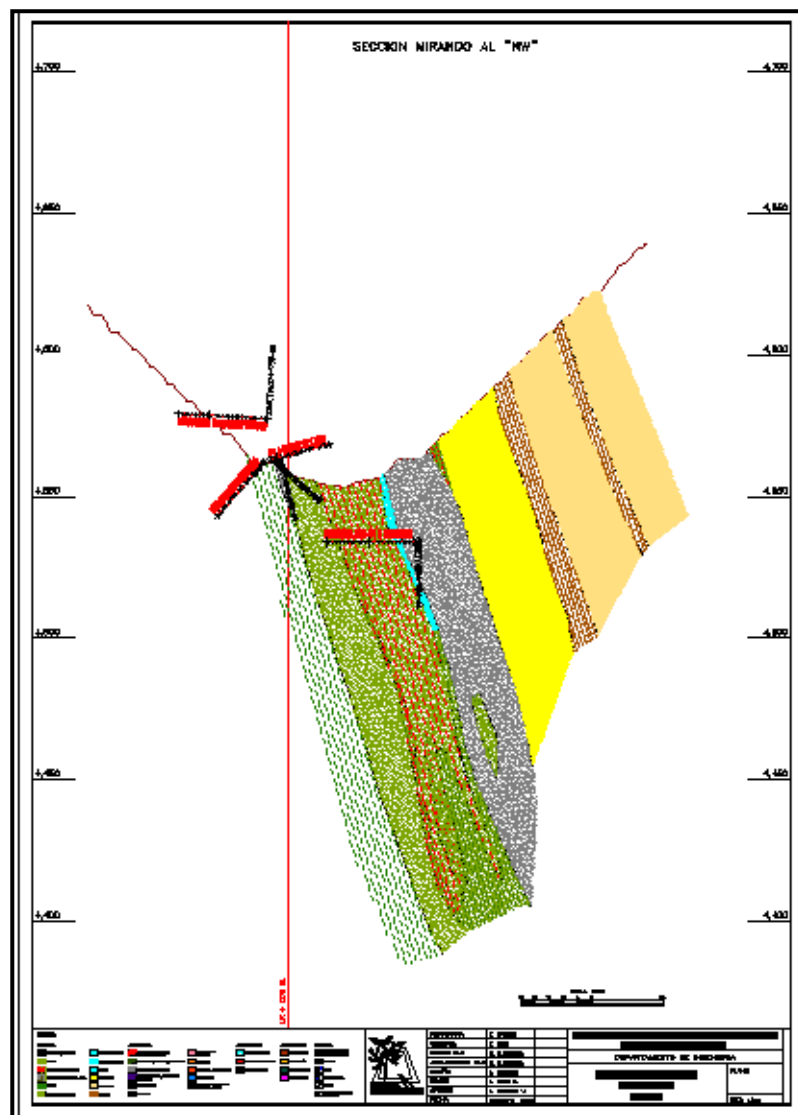
El cuerpo mineralizado de Tinyag corresponde a la continuidad de los cuerpos mineralizados Estela y Olga de Limpe Centro, en la zona de estudio se encuentran formando un solo cuerpo con seis horizontes en superficie y dos horizontes principales en profundidad. La mineralización se encuentra diseminada dentro del skarn y formando cuerpos masivos de esfalerita, pirita, calcopirita, magnetita, etc. (Ver Figura 1, 2,3).

En los cuerpos principales se han encontrado altos valores 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.

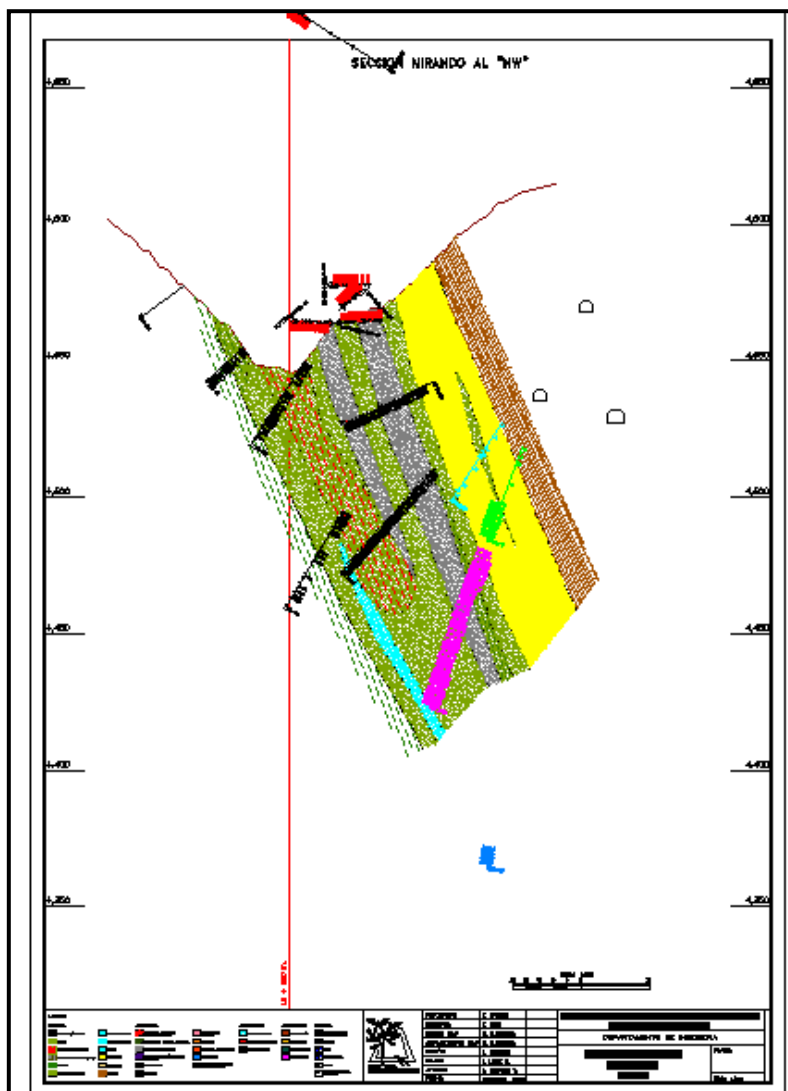
El skarn se formó por reacción pirometazomática, originado por el contacto de rocas carbonatadas y fluidos silicatados, por acción de la difusión del calcio y la sílice.

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.



La Figura 2 muestra una sección típica del Cuerpo Tinyag mirando al NW, sección 6700



La Figura 3: muestra una sección típica del Cuerpo Tinyag mirando al NW, sección 6800

3.3.1 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 hierro, 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.

3.3.2 Alteración y Mineralización

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

3.3.3 Controles de Mineralización

Los controles más 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.

3.3.4 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.

3.4 YACIMIENTO DE ROSITA.

El yacimiento de Rosita se encuentra ubicado al sur de la Mina Tinyag, a unos 300 metros siguiendo la continuidad de este a lo largo de la Formación Santa.

El área está cubierta en su mayor parte por material coluvial, encontrándose en superficie zonas de alteración argílica (supergena e hipógena) oxidadas, con presencia de sílice porosa, así también pequeños lentes de skarn fuertemente argilizados con presencia de magnetita y minerales oxidados de Fe.

La mineralización de zinc se encuentra conformando 02 cuerpos paralelos, tanto al techo y piso de las calizas de la Formación Santa, separados por una mineralización de pirita masiva de 8 a 10 metros de potencia.

El cuerpo Este ubicado al techo de la Formación Santa es el de mayor espesor (7 a 12 metros) y el cuerpo Oeste ubicado al piso tiene una potencia promedio de 2.5 metros. Tienen un rumbo paralelo al contacto de la Formación Santa NW – SE con una longitud aproximada de 200 metros y buzamiento entre 68° y 72° al NE.

3.4.1 Alteración y mineralización.

La zona se encuentra fuertemente argilizada, oxidada. En los sondeos realizados se puede observar un fuerte fracturamiento de la roca, así como también una fuerte alteración argílica con presencia de óxidos de Fe, afectando a las rocas calcáreas y lutáceas de la caja techo, siendo mayor hacia los extremos norte y sur del cuerpo mineralizado.

También se puede observar una fuerte alteración silícea hidrotermal, paralela a esta afectando a las areniscas, las cuales se pueden observar con un aspecto terroso, pulverulento con una potencia promedio de 20 a 30 metros.

Al piso de la sílice hidrotermal encontramos un horizonte continuo de brecha tectónica silicificada, con fragmentos sub angulosos de areniscas y sílice hidrotermal.

Las calizas fueron reemplazadas por minerales calcosilicatados (skarn) en forma de bandas sub paralelas a la estratificación, donde se pueden observar minerales como epidota, clorita, actinolita y tremolita, siendo luego parte de estos reemplazados por minerales de zinc (esfalerita) y Fierro (pirita) así también relleno los intersticios y fracturas.

La mineralización de zinc está dada en forma de disseminación, venillas y pequeños cuerpos masivos.

Hacia el piso de ambos cuerpos se puede observar la presencia de minerales de cobre secundario, conformados por calcosina y covelita formando pátinas sobre la mineralización de zinc.

3.4.2 Controles de la mineralización.

- **Control litológico.** La mineralización de zinc está emplazada a lo largo de las calizas de la Formación Santa, habiendo servido estas para la formación de los minerales de skarn y posterior reemplazamiento de la mineralización de zinc.
- **Control estructural.** La mineralización se emplaza en forma paralela a la estratificación, así como también rellenando fracturas tensionales producto del plegamiento regional.

IV. CONDICIONES GEOMECHANICAS.

4.1 Caracterización de la masa rocosa.

4.1.1 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 están adecuados a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM).

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.

4.1.2 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.

4.1.3 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 Área de Planeamiento para el diseño de las diferentes etapas del Pit Tinyag.

En el siguiente *Cuadro 1* un resumen de los mismos.

Cuadro 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.

4.1.4 Aspectos estructurales

En el Anexo 1 presentamos vistas fotográficas de cada una de ellas. Apoyados en estas vistas y mediante tratamiento estadístico de la información consignada en la base de datos 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.

4.2 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 2*, se presenta el criterio para clasificar a la masa rocosa y en el *Cuadro 3* un resumen de los valores promedios de RMR de las diferentes masas rocosas de Tinyag.

Cuadro 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

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.

4.3 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 4*.

Cuadro 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.

Se señala por otro lado, que el Área de Planeamiento también 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.

4.4 Resistencia de la roca.

4.4.1 Resistencia de la roca intacta.

En relación a la resistencia de la roca intacta, uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la roca intacta, es la resistencia compresiva uniaxial (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 5* como UCS¹.

Cuadro 5

Propiedades de la roca intacta de Tinyag

Dominio Estructural	UCS ¹ (MPa)	UCS ² (MPa)	Constante “m _i ” ¹	Constante “m _i ” ²	Peso Unitario KN/m ³⁽¹⁾	Peso Unitario KN/m ³⁽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, un resumen de los resultados de la UCS se presenta en el *Cuadro 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 “mi” de la roca intacta del criterio de falla de Hoek & Brown (1989- 2002) y los valores de la densidad de la roca. Los valores considerados para los parámetros “mi” se han obtenido a partir de ensayos triaxiales en laboratorio de mecánica de rocas. Un resumen de los resultados se presenta en el *Cuadro 5*, como “mi”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 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.

4.4.2 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 6*.

Cuadro 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°

4.4.3 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 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

4.5 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 y flujos de agua provenientes del lado norte en la que se encuentra ubicada la laguna Tinyag Inferior.

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 Yarahuayno, existe un bofedal.

A fines del año 2006, se contrato los servicios de la firma consultora **Golder Associates** para que realice una evaluación hidrogeológica de todas las minas de la UP Iscaycruz, dando como resultados para la mina Tinyag los valores que se muestran en el cuadro siguiente:

Cuadro 8

Mina Tinyag	
Nivel	Infiltración (l/s)
4533	0
4520	0
4506	0
4493	0
4479	0
4466	27.5
4452	85.6
4439	95.7

4.6 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 4 y 5, 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.

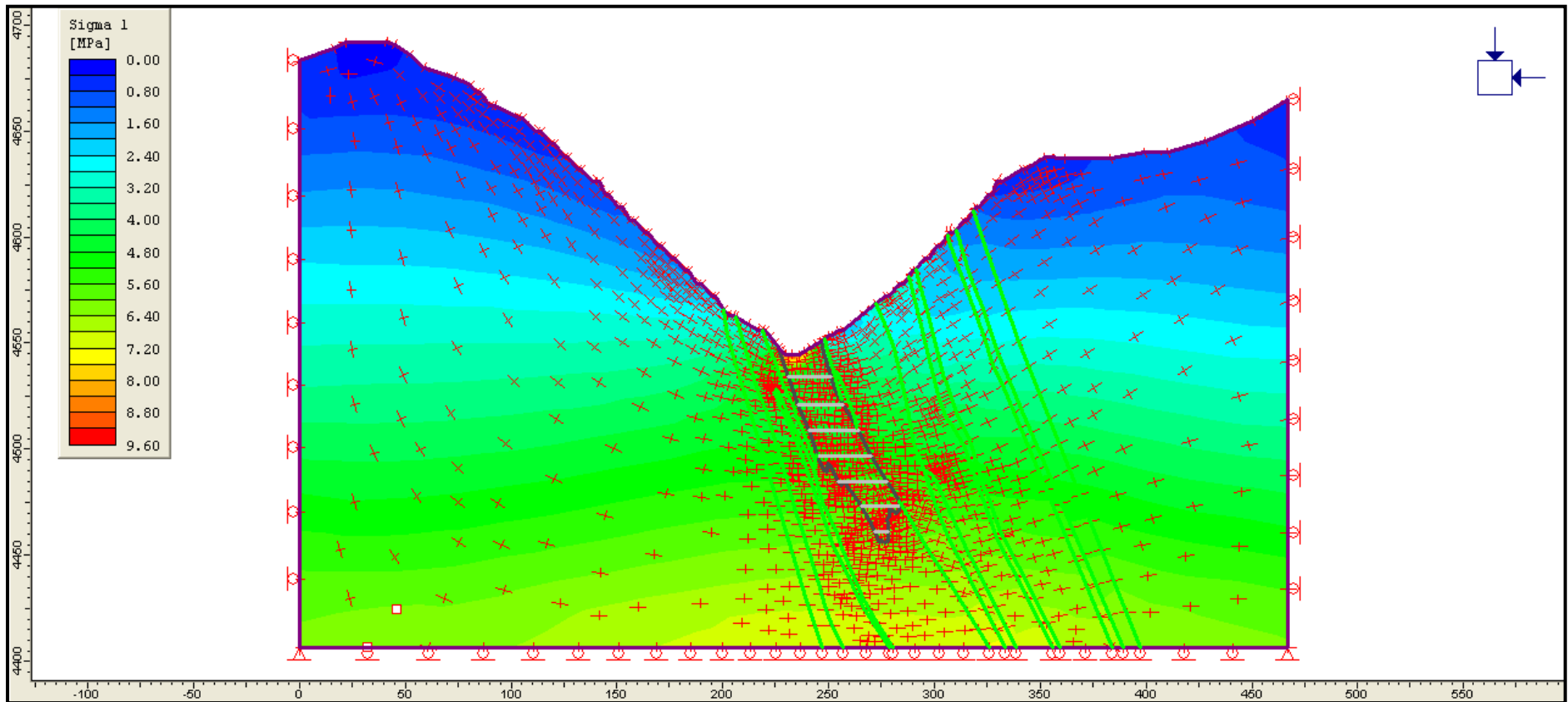


Figura 4: Esfuerzos in-situ principales máximos. Los valores son relativamente pequeños, variando alrededor del cuerpo mineralizado desde 3 MPa cerca de la superficie, hasta 6 MPa en la base más profunda de la mineralización. En el área de minado estos esfuerzos serán generalmente sub horizontales.

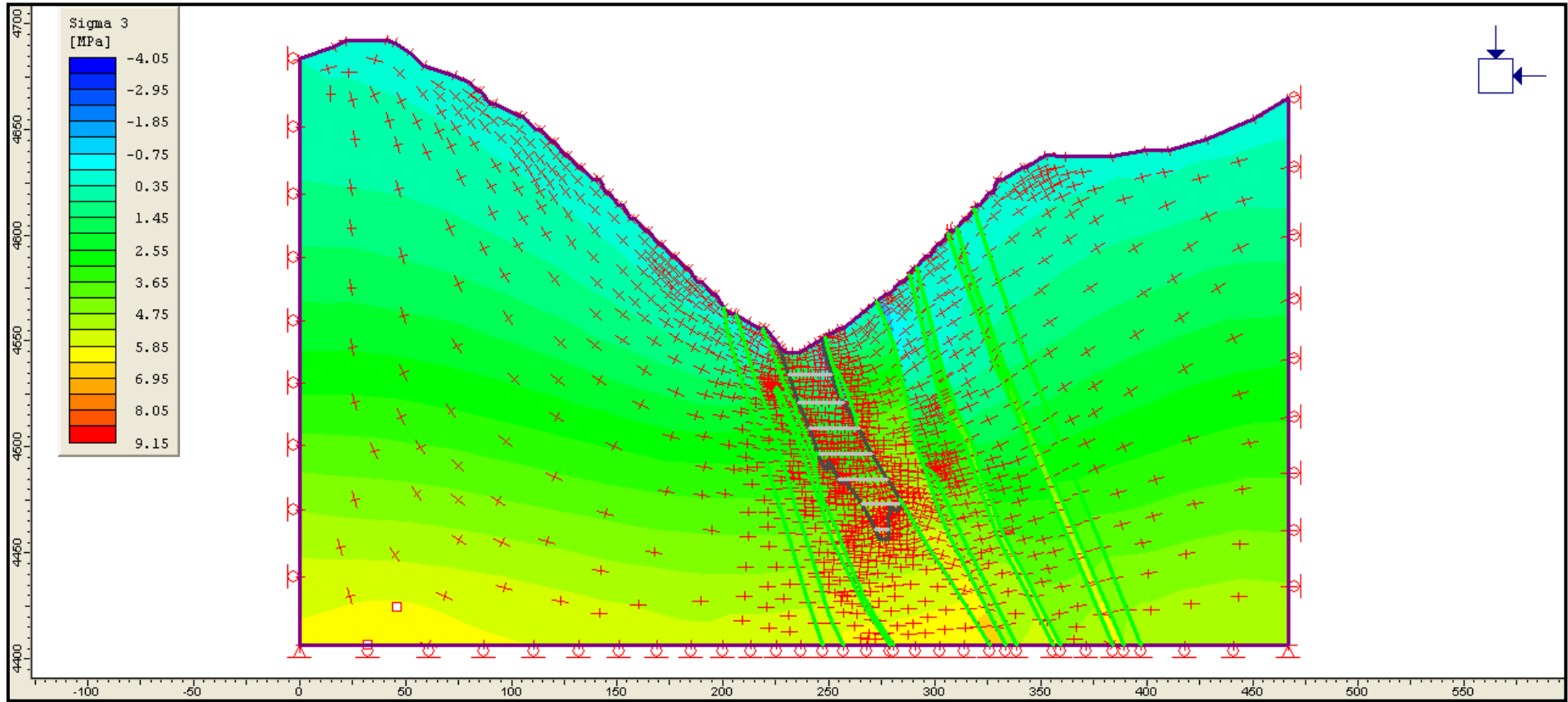


Figura 5: Esfuerzos in-situ principales mínimos. En los alrededores del cuerpo mineralizado varían desde 0.5 MPa cerca de la superficie hasta 4.5 MPa en la base más profunda de la mineralización.

4.7 Estimación del Angulo de Subsistencia SLC de Tinyag.

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

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

A fin de planificar adecuadamente la ubicación de los diferentes tipos de excavaciones de acceso y servicios para la explotación del cuerpo Tinyag, y proteger las instalaciones ubicadas en la superficie, que pudieran ser afectadas por la subsistencia, como es el caso del borde Sur del depósito de relaves subacuático Tinyag Inferior, es importante determinar los ángulos de desplome y de fracturamiento. Para ello se han aplicado diferentes procedimientos, los mismos que a continuación se detallan.

4.7.1 Método Mina El Teniente

Basado en observaciones visuales, experiencias obtenidas en otras operaciones mineras, información proveniente de diferentes tipos de instrumentación de monitoreo, y aplicación de esquemas computacionales de modelos de equilibrio límite propuestos por Hoek (1974) y Ferguson (1979), se desarrollaron en Mina El Teniente (Caviaras, 1992), curvas de diseño para estimar el ángulo de

desplome y el ángulo de fracturamiento, en función de la calidad geomecánica de la masa rocosa (RMR de Bieniawski, 1989) y de la profundidad a la cual se encuentra el nivel del hundimiento.

Según estas curvas de diseño, para el caso de Tinyag, considerando que la calidad de la masa rocosa (RMR) está en el rango de 40 a 55, el ángulo de desplome variaría de 55° a 62°, y el ángulo de fracturamiento de 40° a 45°. Debe indicarse que estos valores corresponden a una profundidad de 200 m, que es profundidad mínima que se considera en estas curvas de diseño. La profundidad máxima que se alcanzará en Tinyag es de unos 100 m.

4.7.2 Experiencia de Mina Rosaura.

Mina Rosaura es una de las operaciones mineras del Grupo Glencore en Perú, como lo es también Mina Iscaycruz. En Rosaura se viene utilizando el método de minado SLC. La masa rocosa del cuerpo mineralizado y de las rocas encajonantes inmediatas son de calidad Muy Mala a Mala (RMR 15 a 30), pero la masa rocosa de la caja techo alejada mejora su calidad a Mala a Regular (RMR 35 a 50). Se ha estimado un ángulo de fracturamiento de 48°. El ángulo de desplome aun no está muy bien definido.

4.7.3 Modelamiento en maqueta – SLC Tinyag.

Como parte de las investigaciones que se han realizado para la aplicación del SLC en Tinyag, se ha llevado a cabo modelamientos a escala física reducida o maqueta (Ramos V., 2005). Los resultados de este trabajo (ver Fig. 6) han indicado lo siguiente:

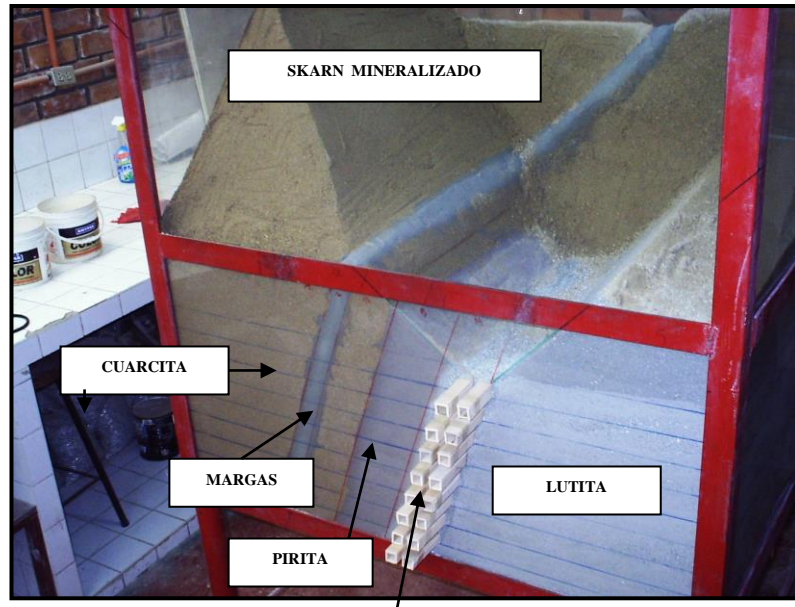
1. Las mayores deformaciones ocurren en la caja techo, como consecuencia del espacio vacío generado por la extracción del mineral. Las deformaciones varían de acuerdo al nivel de la extracción del mineral. El

modelamiento en maqueta se realizó con siete sub niveles, obteniendo los siguientes resultados en este nivel:

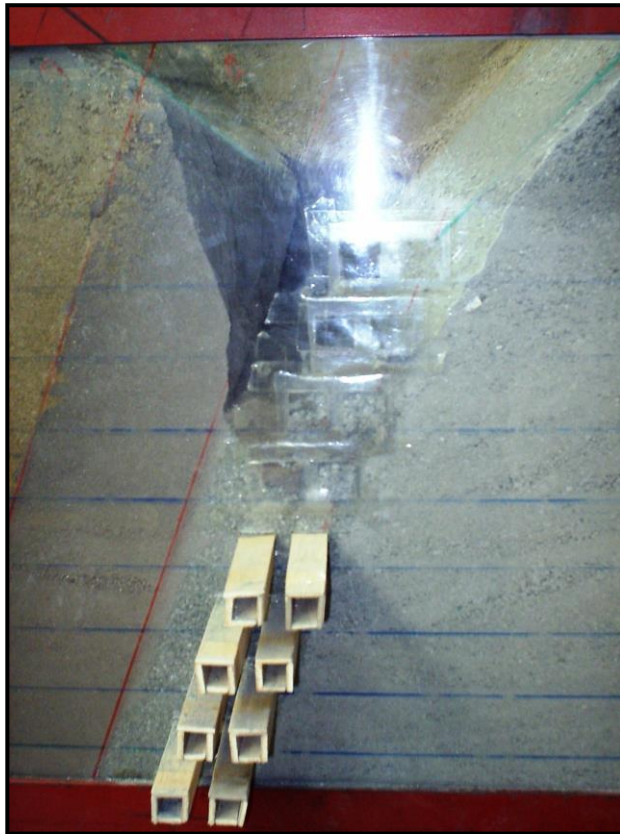
- a. Con un ángulo de 76° , del último nivel de extracción, todo el material por encima de este ángulo colapsa inevitablemente en la superficie y estratos cercanos.
 - b. Con ángulos entre 52° a 75° , se presentan intensos agrietamientos en la superficie del terreno, ligeros desmoronamientos, y desplazamiento y movimiento en la propia roca, tanto en la superficie como en interior mina.
 - c. Con ángulos de 45° a 52° , se presenta leve agrietamiento y desplazamientos menores.
 - d. Menores ángulos que 45° no se observa desplazamiento o agrietamiento alguno.
2. Las deformaciones producidas en la caja piso son menores, en superficie su influencia abarca unos 10 m y en interior mina unos 4 m. El resto de la caja piso no presenta deformaciones o agrietamientos.
 3. El material que reemplaza al mineral extraído, funciona como un material de relleno que pueda minimizar los movimientos producidos tanto en interior mina como en la superficie. A mayor cantidad de carga los movimientos serán menores, esto se observó claramente en las simulaciones efectuadas tanto en la maqueta y en la aplicación del software aplicado a este diseño.

De estos resultados podemos concluir que el ángulo de agrietamiento para la caja techo puede estar entre 45° a 52° y el ángulo de desplome entre 52° y 72° .

Figura 6:



Condición antes de la extracción.



Progreso de la subsidencia con el avance del minado por SLC.



Fin de la explotación.
Obsérvese el fracturamiento de la caja techo.
La caja piso presenta mayores deformaciones.

4.7.4 Estabilidad estructuralmente controlada.

El análisis de la distribución de discontinuidades estructurales en el área del cuerpo Tinyag, realizado como parte del Estudio de Factibilidad del Minado de Tinyag ha indicado que tanto en la caja techo, en el cuerpo mineralizado, como en la caja piso de Tinyag, se presenta un arreglo estructural muy similar, conformado por tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales, cuyas orientaciones se pueden ver en el *Cuadro 9*.

Cuadro 9.

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°

El Sistema 1, que corresponde a los estratos, de rumbo NNW y alto buzamiento al NE; el Sistema 2, formado por diaclasas, de rumbo NEE y alto buzamiento al SE; y el Sistema 3, formado también por diaclasas, de rumbo NE y alto buzamiento al NW.

Un simple análisis cinemático de la estabilidad de los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag, asociados al minado por SLC de este cuerpo, indica que el mecanismo de falla del talud Este sería por vuelco (“toppling”) y del talud Oeste por deslizamiento planar, siempre y cuando en este último caso el talud

tuviera más de 70° , que es el ángulo de buzamiento de los estratos. Los resultados que más adelante se presentan y los resultados de este análisis cinemático, indican que el talud Oeste (caja piso) presentará menor perturbación que el talud Este (caja techo). Desde luego que estos análisis tienen que ser complementado con los otros análisis que se presentan en este documento.

4.7.5 Estabilidad de los taludes del Pit en SLC Tinyag.

A fin de tener mayores elementos de juicio sobre los ángulos de subsidencia, se ha analizado la estabilidad de los taludes del Pit Tinyag con el avance del minado por SLC, utilizando el programa SLIDE Versión 5.013 (Rocscience, 2004) y las propiedades de los diferentes tipos de masas rocosas determinadas en estudios previos realizados por el suscrito para el diseño del Pit Tinyag. Los resultados se presentan en la Figura 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12 y 13.

Conforme el minado avance en profundidad, el talud Este ubicado en la caja techo irá quedando colgado por el buzamiento del cuerpo mineralizado, esto influirá en la estabilidad de este talud. En el caso del talud Oeste ubicado en la caja piso, el avance del minado significará el aumento de la altura del talud, lo cual también influirá en su estabilidad. Los análisis fueron efectuados en las condiciones más críticas, considerando que las cavidades del minado están vacías. En la práctica esto no será así, pues estas cavidades irán rellenándose progresivamente por el hundimiento de las cajas, en particular de la caja techo.

Se han asumido superficies de falla circular como una aproximación a la estabilidad gobernada por la calidad de la masa rocosa. Primero se analizó la estabilidad de los taludes Este (caja techo) y Oeste (caja piso), en las condiciones presentes, antes del inicio del minado por SLC del cuerpo Tinyag. Los resultados indican que ambos taludes presentan actualmente estabilidad satisfactoria, siendo ligeramente menor en el talud Oeste.

Luego, se analizó la estabilidad de los taludes Este y Oeste, con el progreso del minado. Los resultados mostraron que cuando se ejecutan los cortes sucesivos por SLC, es el talud Este el que sufre mayor inestabilidad por efectos de la subsidencia, debido a que con el avance del minado este va quedando colgado, por el buzamiento del cuerpo mineralizado. En el segundo corte el ángulo de desplome es de 50° , en el tercero 59° y al final del minado 67° . Se observa un aumento de este ángulo con la profundidad del minado.

En relación al talud Oeste, los análisis efectuados no muestran con claridad el posible ángulo de desplome; aparentemente este talud conserva un grado de estabilidad tendiendo al equilibrio límite. En parte esto es debido a que el talud no queda colgado como el talud Este, quedando solo la influencia del aumento de la altura del talud. El análisis de esfuerzos y deformaciones que más adelante se presenta da más luces al respecto.

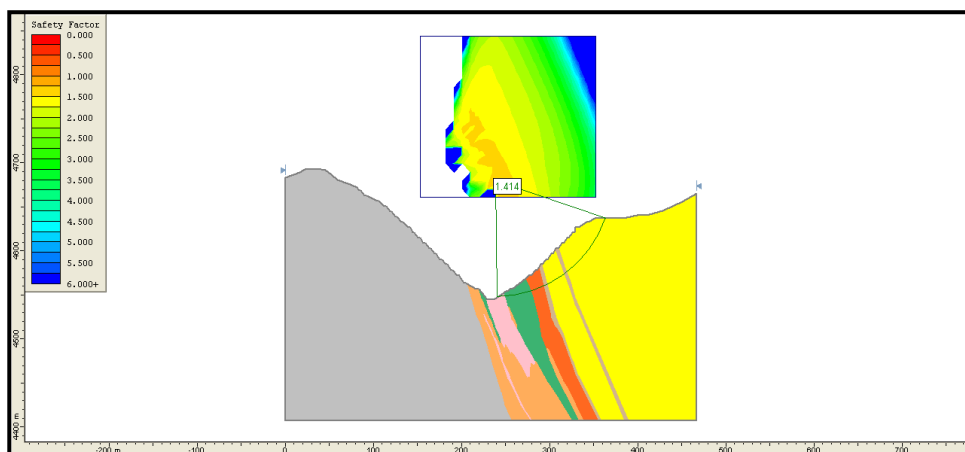


Figura 6: Condiciones actuales antes del inicio de minado por SLC del cuerpo Tinyag. El talud Este (caja techo) presenta estabilidad satisfactoria.

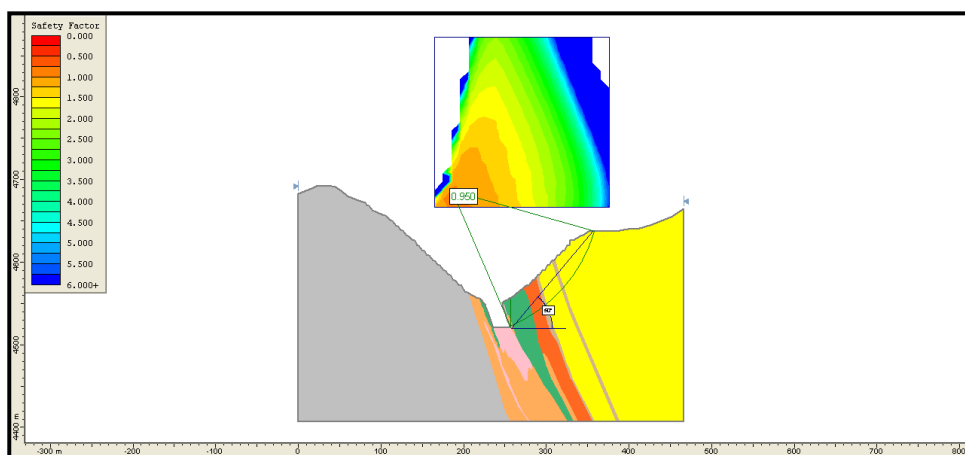


Figura 7: Talud Este. En el segundo corte del SLC, se observa que comienza la inestabilidad del talud general. El ángulo desde la base del nivel de minado y la cresta de la inestabilidad es en este caso 50° , este ángulo correspondería al ángulo de desplome.

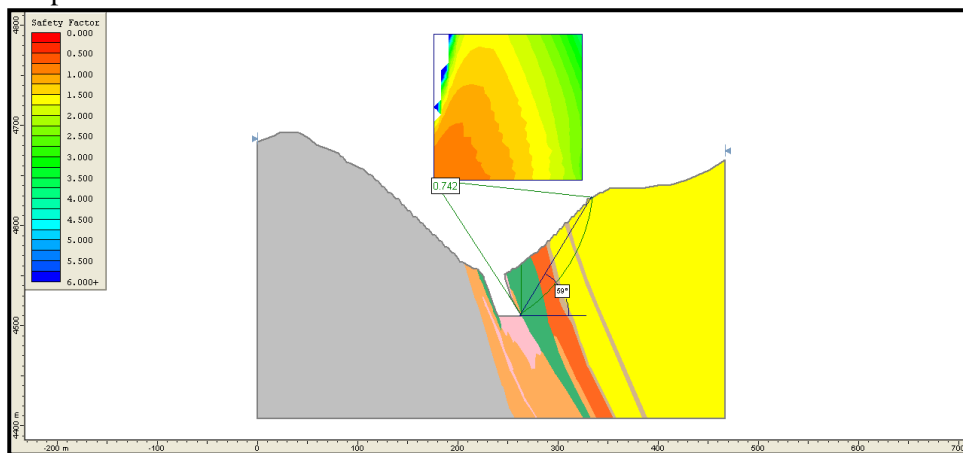


Figura 8: Talud Este. En el tercer corte del SLC, la inestabilidad progresa, teniéndose un ángulo de desplome de 59° . Se observa que este ángulo crece con la profundidad.

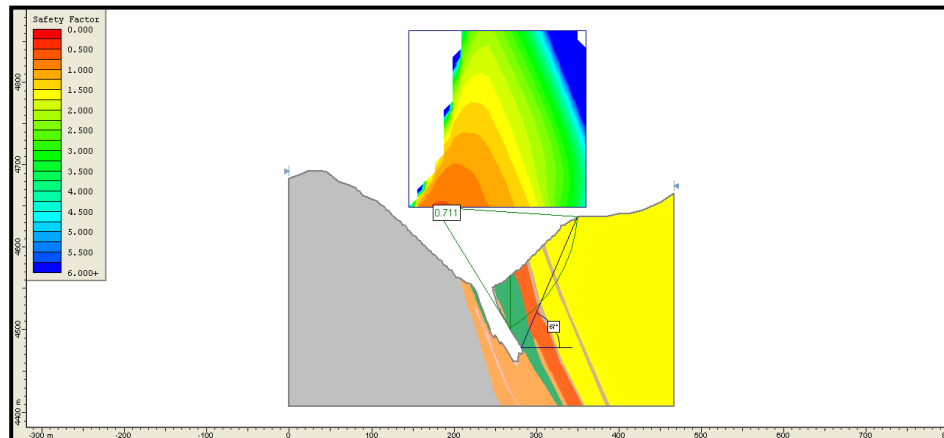


Figura 9: Talud Este. Condición final del minado por SLC del cuerpo Tinyag. Se observa que el ángulo de desplome es de 67° , mayor que los anteriores, confirmando que este ángulo crece con la profundidad. Es importante hacer notar que la inestabilidad en la cresta del talud general no avanza más hacia el Este, después de producida la misma.

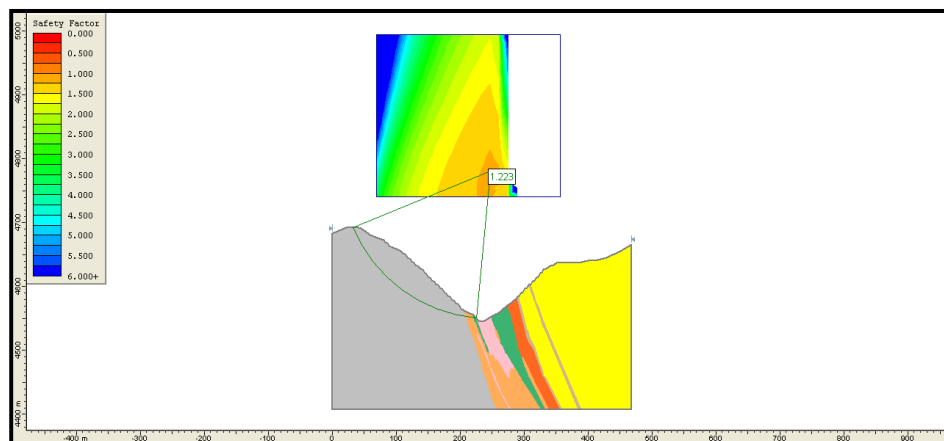


Figura 10: Condiciones actuales, antes del inicio del minado por el método SLC. Obsérvese que el talud Oeste (caja piso) tiene estabilidad satisfactoria, aunque ligeramente menor que la caja techo.

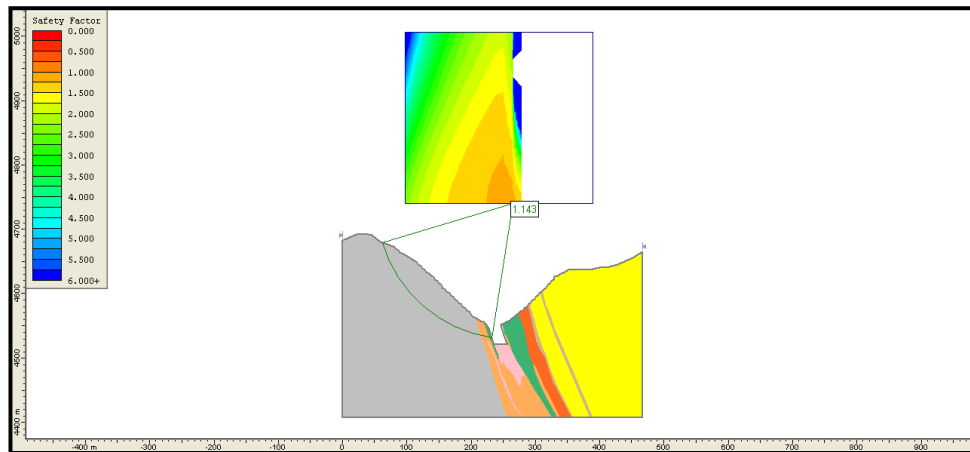


Figura 11: Talud Oeste. En el segundo corte por SLC, no se observa aun condiciones de inestabilidad como en el talud Este. Esto se debe a que este talud no que colgado como sucede en la caja techo.

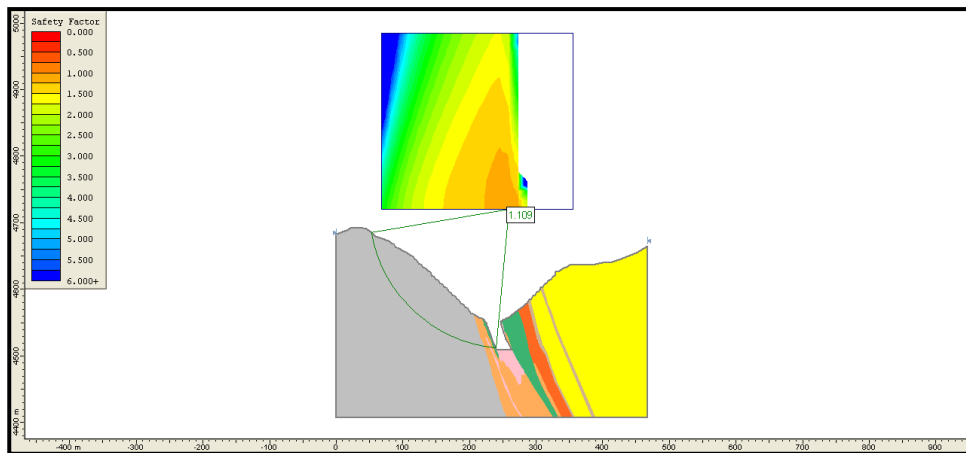


Figura 12: Talud Oeste. En el tercer corte del SLC, el grado de estabilidad (factor de seguridad) disminuye, respecto a los corte superiores, pero no llega a una situación crítica como en el talud Este.

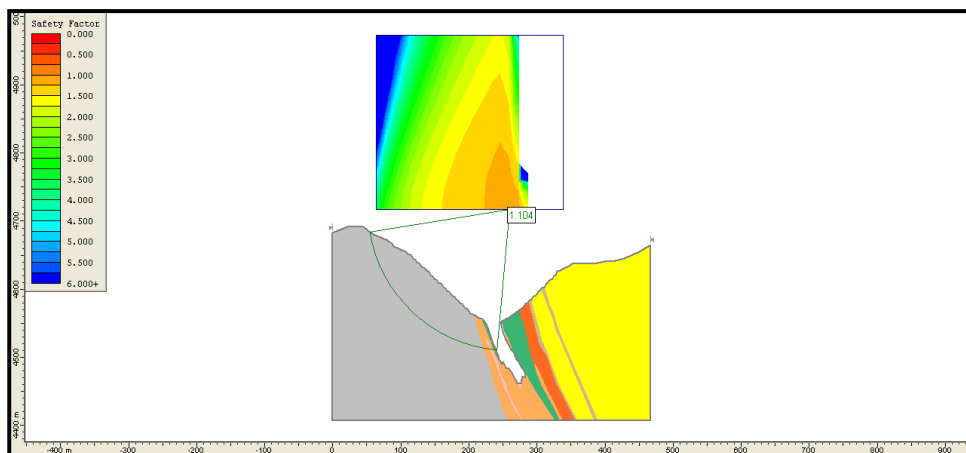


Figura 13: Talud Oeste. Condición final del minado por SLC del cuerpo Tinyag. No se observa con claridad el ángulo de desplome. El talud aparentemente aun conserva su estabilidad. El análisis de esfuerzos y deformaciones que más adelante se presenta dará más luces al respecto.

4.7.6 Análisis esfuerzo/deformación.

Finalmente, para establecer ángulos adecuados de subsidencia, también se ha llevado a cabo un análisis esfuerzo/deformación con la técnica de elementos finitos, utilizando el programa PHASE² Versión 5.046 (Rocscience, 2004). Las propiedades de los diferentes tipos de masa rocosas han sido tomadas de los estudios previos realizados por el suscrito para el diseño del Pit Tinyag.

En este caso, se ha simulado el avance del minado del cuerpo Tinyag en profundidad aplicando el SLC. Los resultados de este modelamiento se presentan en las figuras 14, 15, 16, 17, 18, 19, 20 y 21. Según estos, podemos establecer que conforme avance el minado en profundidad, la perturbación de la masa rocosa del talud Este (caja techo) será cada vez mayor. La situación más crítica ocurrirá cuando el minado llegue a su fin, según los planes de minado que actualmente se tienen en el Departamento de Planeamiento. En esta etapa el ángulo de esta inestabilidad es aproximadamente 52°, que correspondería al ángulo de fracturamiento.

En el caso del talud Oeste (caja piso), la perturbación será menor que la caja techo, sin embargo, se puede anticipar que habrá un grado de inestabilidad, definido por los valores del factor de seguridad menores que la unidad (1.0). Ver Figura 21.

A manera de investigar alguna alternativa para disminuir la perturbación de la masa rocosa de los taludes Este y Oeste del Pit Tinyag, se ha simulado el relleno del área de subsidencia utilizando materiales de desmonte. Esto podría materializarse, acumulando el desmonte del tajo Rosita en el fondo del Pit Tinyag. Cuando comience el minado por SLC en Tinyag, estos materiales de desmonte acumulados comenzarán a hundirse, relleno parcialmente las cavidades dejadas por la extracción del mineral.

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.

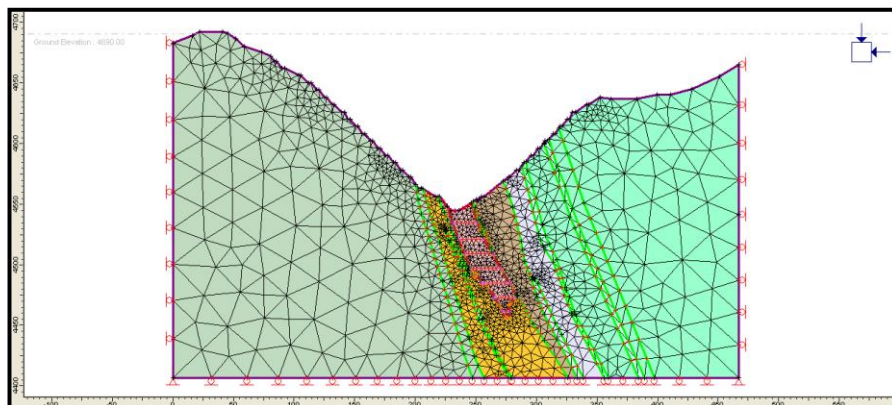


Figura 14: Malla de elementos finitos del modelamiento efectuado, que incluye las características geométricas del terreno en superficie (topografía), contornos de la mineralización, etapas del método de minado por SLC y definición de los diferentes tipos de masas rocosas involucradas.

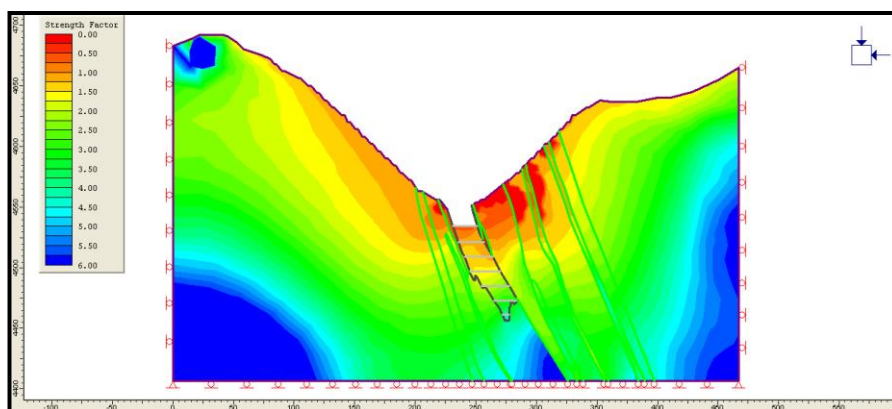


Figura 15: Primer corte SLC en la secuencia de avance del minado.

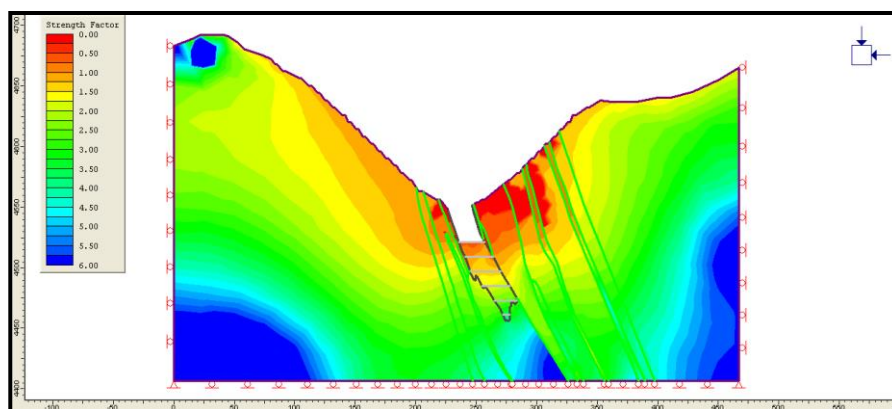


Figura 16: Segundo corte SLC.

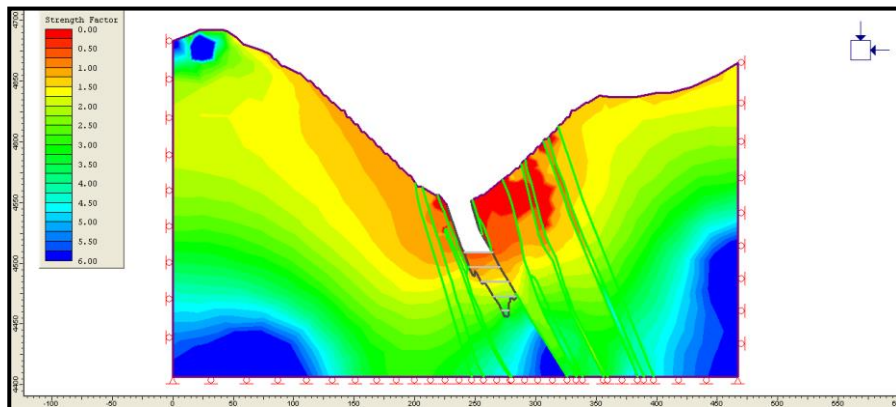


Figura 17: Tercer corte SLC.

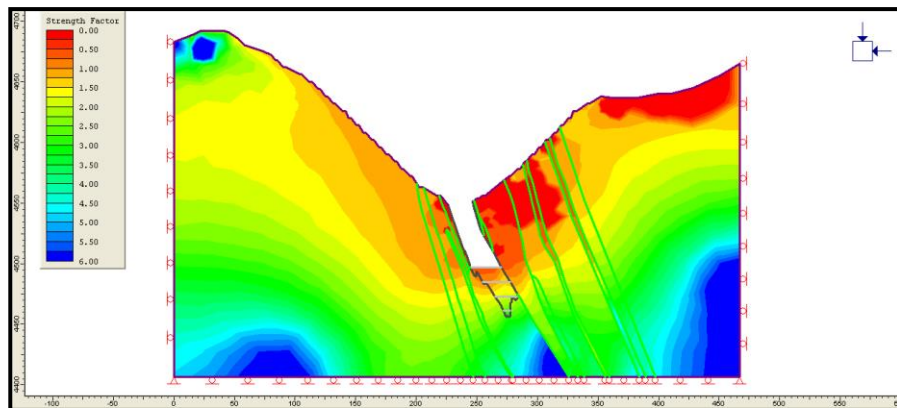


Figura 18: Cuarto corte SLC.

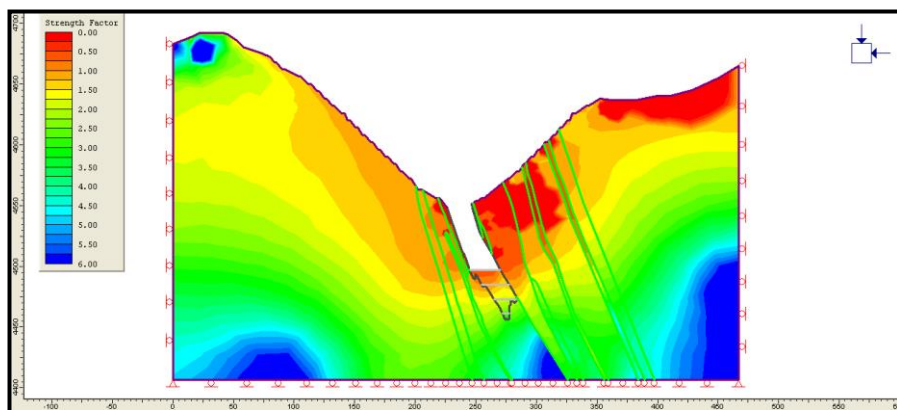


Figura 19: Quinto corte SLC.

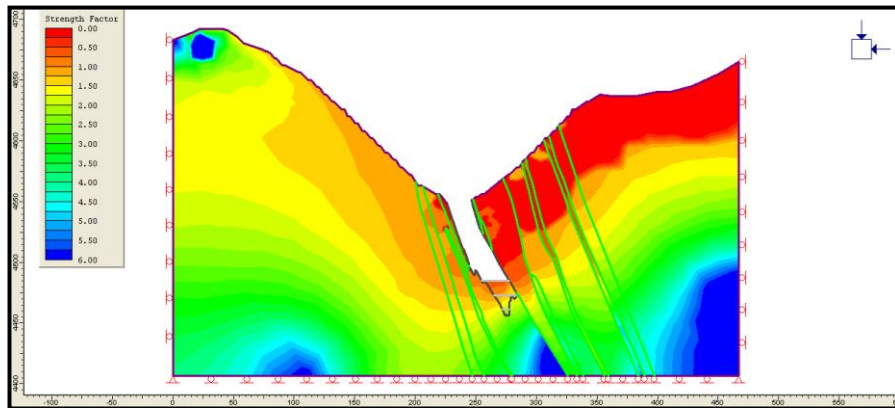


Figura 20: Sexto corte SLC.

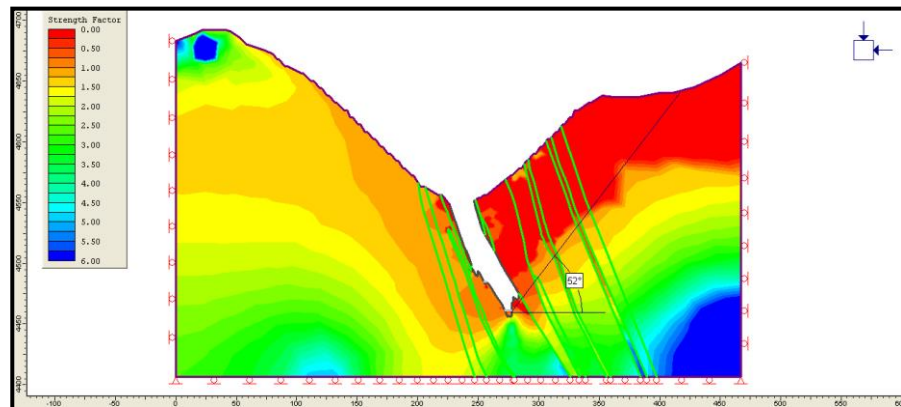
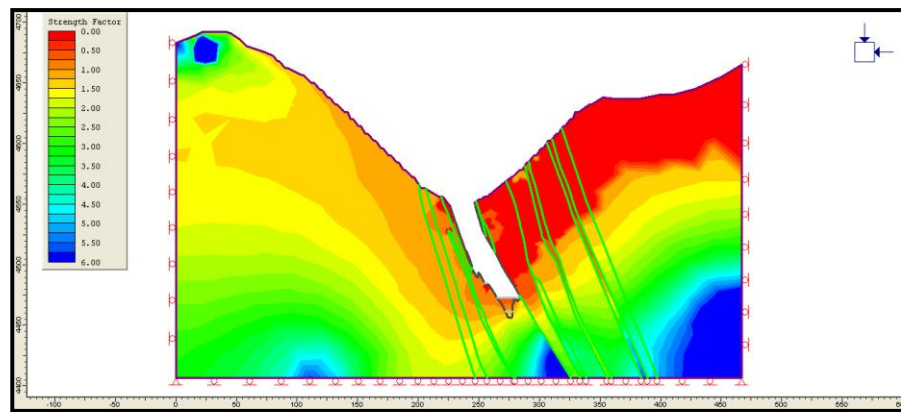


Figura 21: Séptimo y último corte SLC, de acuerdo al plan de minado propuesto por el personal del Departamento de Planeamiento. Esta es la situación más crítica de la inestabilidad del talud Este (caja techo). El ángulo de esta inestabilidad es aproximadamente 52° , que correspondería al ángulo de fracturamiento. En el caso del talud Oeste (caja piso), la perturbación es menor que la caja techo, sin embargo, se puede observar también un grado de inestabilidad, definido por los valores del factor de seguridad menores que la unidad (1.0).

V.**SELECCIÓN DEL METODO DE MINADO.****5.1 Generalidades.**

El propósito de esta sección es presentar la secuencia lógica de los eventos a seguir para una selección de método de minado. Las características que tienen un mayor impacto en la determinación del método de minado son:

1. Características físicas y geológicas del depósito.
2. Condiciones del terreno de la caja piso, caja techo y cuerpo mineralizado.
3. Costos de minado y capital.
4. Ratio de minado (Metros de Preparación / Toneladas Mineral).
5. Utilidades y costos del laboreo.
6. Condiciones ambientales.

Lo que sigue es una discusión del trabajo que debe ser hecho en cada etapa del desarrollo del depósito mineralizado a fin de escoger el método de minado apropiado. De acuerdo a lo investigado se debe precisar que no hay un método de minado apropiado simple. Es evidente que cada método involucra algunos

problemas inherentes. Consecuentemente, el método óptimo es aquel método con menores problemas.

El objetivo básico es el de maximizar los beneficios de la compañía, maximizar la recuperación del mineral, y proveer una seguridad y control ambiental para los trabajadores mineros.

5.2 Sistema de clasificación propuesto.

La clasificación propuesta por Nicholas (1981) determina métodos de minado factibles por relaciones numéricas y bajo este tratamiento es verdaderamente cuantitativo en el análisis realizado.

Se reviso el SME Mining Engineering Handbook, muy particularmente del Capítulo 23.4 “Procedimiento en la Selección de Métodos de Minado” (Pág. 2091, Volumen 2).

De acuerdo al sistema de clasificación usado para evaluar el método de minado, se tuvo como opción N° 1 Cut and Fill Stopping, la opción N° 2 Shirinkage Stopping y la opción N° 3 Sub Level Caving, que actualmente se está utilizando.

El primer paso es clasificar la geometría del cuerpo y el grado de distribución, usando la tabla 23.4.2. Las características mecánicas de la zona mineralizada caja techo y caja piso son clasificadas similarmente usando la tabla 23.4.3. Un ranking de valores numéricos es luego proporcionado asignando valores para cada método de minado, usando las tablas 23.4.4 y 23.4.5.

Los valores de las tablas representan apropiadamente las características dadas para un método de minado particular. Por ejemplo un valor de 3 o 4 indica que las características indicadas lo hacen preferible para un método de minado determinado. Un valor de 1 o 2 indica que la características indicadas es probablemente ajustable a ese método de minado, cuando el valor señala cero indica que probablemente no favorece el uso de ese método de minado. Sin embargo no es una regla descartarlo totalmente. Un valor de -49 indica que una característica eliminara la opción de considerar ese método.

Una modificación reciente al sistema es el peso de las categorías para la geometría del cuerpo, zona mineralizada, caja techo y caja piso. Para dar a cada una de estas categorías igual peso, la zona mineralizada, la caja techo y caja piso necesariamente deben ser multiplicadas por 1.33 (16/12). Sin embargo, la importancia de cada categoría no es igual, la geometría del cuerpo mineralizado es más importante que el área mineralizada, el área mineralizada es mas importante que la caja techo, y la caja techo es más importante que la caja piso. El propósito de los pesos para cada categoría se encuentra sumariado en la Tabla 23.4.6, este peso puede ser cambiado solo basándose en experiencias personales. Este mismo esquema de pesos es luego multiplicado por cada una de las categorías. De los dos o tres métodos de minado, que tengan el mas alto valor positivo del ranking numérico deberán ser económicamente analizados.

Los valores propuestos para las características pueden ser cambiados de acuerdo al equipo minero y procesos mineros propuestos.

Ingreso de Datos	Descripción
Forma General del Depósito	Tabular
Potencia del cuerpo mineralizado	Variable (25 a 30 metros)
Largo del cuerpo mineralizado	160 Mts.
Plunge del cuerpo mineralizado	75° SE
Grado de Distribución del mineral	Metasomatico / Skarn
Profundidad	160 Mts.
 <u>Zona Mineralizada</u>	
Esfuerzo de resistencia de la roca	37 MPa
Espaciamiento de fracturas	(N° Fract. / Mt.)
RQD	40
Fracturas sometidas a esfuerzos cortantes	Condición de las juntas y Superficie
 <u>Caja Techo</u>	
Esfuerzo de resistencia de la roca	39 Mpa
Espaciamiento de fracturas	(N° Fract. / Mt.)
RQD	40
Fracturas sometidas a esfuerzos cortantes	Condición de las juntas y Superficie
 <u>Caja Piso</u>	
Esfuerzo de resistencia de la roca	35 MPa
Espaciamiento de fracturas	(N° Fract. / Mt.)
RQD	35
Fracturas sometidas a esfuerzos cortantes	Condición de las juntas y Superficie

Tabla 23.4.2 Definición del Depósito Geométrico y Grado de Distribución.

- 1) Forma General /Amplitud

equidimensional	todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
platy - tabular	dos dimensiones son generalmente amplias, que usualmente no exceden los 325 ft (100 m)
irregular	las dimensiones varían en corta distancia

- 2) Potencia del Mineral

estrecho	< 30 ft
intermedio	30 - 100 ft
potente	100-325 ft
muy potente	>325 ft

- 3) Plunge
- | | |
|------------|-----------|
| bajo | <20° |
| intermedio | 20° - 55° |
| alto | >55° |
- 4) Profundidad
profundidad actual 160 mts.
- 5) Grado de distribución
Uniforme. El grado específico en el depósito no varía significativamente del grado promedio para el depósito.
Intermedio. Los valores tienen características zonales y el grado cambia gradualmente de una a otra.
Errático. Los valores cambian radicalmente en corta distancia y no exhiben ningún patrón discernible en el cambio.

Tabla 23.4.3 Características mecánicas de la Roca.

- 1) Resistencia del Maciso Rocoso
(uniaxial Resistencia / presión sobrecargada)
- | | |
|----------|------|
| bajo | <8 |
| moderado | 8-15 |
| alto | >15 |
- 2) Frecuencia de Fracturas
- | | No. de fracturas | | % RQD |
|-------------|------------------|---------|----------|
| | (ft) | (m) | |
| Muy cerrado | >5 | >16 | 0 - 20 |
| cerrado | 3 - 5 | 10 - 16 | 20 - 40 |
| abierto | 1 - 3 | 3 - 10 | 40 - 70 |
| muy abierto | <1 | <3 | 70 - 100 |
- 3) Resistencia de las fracturas
- | | |
|----------|--|
| bajo | uniones limpias con superficies suaves o rellena con material menos resistente que la roca encajonante |
| moderado | uniones limpias con superficie rugosa |
| alto | uniones rellenas con un material igual o más resistente que la roca encajonante |

() Información preliminar proporcionada por el Departamento de Geología.

Tabla 23.4.4 Ranking Geométrico / Grado de distribución para diferentes Métodos de Minado

Método de Minado	Forma General			Potencia Mineral				Plunge Mineral			Grado distribución		
	E	T/P	I	E	I	P	MP	B	I	A	U	I	E
Open Pit Mining	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar Mining	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set Stopping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Donde:

E = Equidimensional E= Estrecho B = Bajo U = Uniforme
 T/P = Tabular or Platy I= Intermedio I = Intermedio I = Intermedio
 I = Irregular P= Potente A = Alto E = Errático
 MP= Muy Potente

Tabla 23.4.5 Ranking de las características Mecánicas de la Roca para los diferentes Métodos de minado.

5.a: Zona de mineral

Método de Minado	Resistencia de la Roca									
	Resistencia de la Roca			Frecuencia de Fracturas				Resistencia Fracturas		
	B	M	A	MC	C	A	MA	B	M	A
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar Mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square Set Stopping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

5b: Caja Techo

Método de Minado	Resistencia de la Roca									
	Resistencia de la Roca			Frecuencia de Fracturas				Resistencia Fracturas		
	B	M	A	MC	C	A	MA	B	M	A
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar Mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	74	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square Set Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

5c: Caja Piso

Método de Minado	Resistencia de la Roca									
	Resistencia de la Roca			Frecuencia de Fracturas				Resistencia Fracturas		
	B	M	A	MC	C	A	MA	B	M	A
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar Mining	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Tabla 23.4.6 Peso de los Factores (para aplicar finalmente, de acuerdo al autor)

Geometría del cuerpo mineralizado	1.00	1.00	1.00
Condiciones Zonales del Mineral	1.33	0.75	1.00
Condiciones de la Caja Techo	1.33	0.60	0.80
Condiciones de la Caja Piso	1.33	0.38	0.50

5.3 Elección del Método de Minado.

Como un antecedente para seleccionar el o los métodos de explotación para Tinyag y Rosita, se indican los costos de explotación de los principales métodos subterráneos en la Tabla 1.

Tabla 1
METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEOS ORDENADOS POR COSTO

ORDEN	METODO DE EXPLOTACION	SIGLA	US\$/t
1	Block ó Panel Caving	BC	2,5 a 8
2	Room and Pillar	R&P	4 a 10
3	Sub Level Stoping	SLS	5 a 10
4	Sub Level Caving	SLC	6 a 12
5	Cut and fill	C&F	10 a 30
6	Vertical Crater Retreat	VCR	20 a 25
7	Top Slicing	TS	25 a 35
8	Shrinkage	SHRK	30 a 40

En líneas generales se debe tratar de buscar la aplicabilidad de los métodos a un cuerpo en el orden enumerado, e ir descartando hasta encontrar el método aplicable más económico.

En los casos de Tinyag y Rosita, de características morfológicas, geotécnicas y geológicas muy similares, inmediatamente se descarta la aplicabilidad de

Hundimiento Masivo por la poca potencia de la veta (especialmente en Rosita), y por el manto de la veta que se desvía mucho de la vertical.

El Room and Pillar se descarta por la forma del cuerpo y por la mala calidad de las rocas.

También se descarta el método de Sub Level Stopping por la mala calidad de las rocas piso, techo y del mineral.

Llegamos entonces al método Sub Level Caving, cuya aplicabilidad se presta para la morfología y geotecnia de Rosita y Tinyag.

Según la aplicación de los criterios de selección del método de minado como el de Boshkov y Wright (1973), Hartman (1887), Morrison (1981) y Nicholas (1981), en este caso, el método de minado de hundimiento por subniveles es el método preferido para las condiciones naturales que presenta el Cuerpo Tinyag.

Aquí, también es necesario considerar los siguientes aspectos:

Aspectos importantes:

- Las condiciones geomecánicas de la roca en el caso de Tinyag, son más compatibles con el rango de condiciones en donde se practica con éxito el método de minado de hundimiento por subniveles.
- Este método funciona muy bien cuando el mineral puede permanecer estable sin excesivo sostenimiento. Este es el caso de Tinyag, salvo zonas localizadas, no se requerirán de sostenimiento severo.

- Con adecuadas técnicas de perforación y voladura, el mineral presentaría buenas características de fragmentación y hundibilidad.
- No habría mayores problemas con la perforación de taladros de 15 o más m de longitud.
- Siendo el mineral de calidad Regular, no habría mayores problemas para que los taladros perforados permanezcan abiertos y estables para después ser cargados con explosivos.
- En cuanto a la roca de la caja techo, sus condiciones geomecánicas le confieren buenas características de hundibilidad y fragmentación, adecuándose bien al método.
- En cuanto a las características morfológicas del yacimiento, estas también se adecuan bien al método (buzamiento y potencia). En este caso, podrían ser aplicables ambos esquemas del método, es decir, el esquema transversal y el esquema longitudinal.
- Las características mineralógicas del mineral, podrían causar algunos inconvenientes al método de minado, desde que hay presencia de argilitas (arcillas), lo cual podría influir en el apelmazamiento del mineral fragmentado, perturbando el flujo gravitacional.
- La presencia de agua no será un problema, o si lo es, será moderada, según lo observado en las labores subterráneas antiguas del Cuerpo Tinyag.
- La subsidencia comprometerá a todo el Pit Tinyag y también a parte de la Laguna Tinyag inferior, en donde se depositan los relaves que produce la planta de beneficio.

- La mejor ubicación de la rampa sería en la ubicación actual, pero entrando más en la Fm. Chimú en donde las cuarcitas tienen mejor calidad.
- El acceso a la rampa, en superficie, tendría que estar alejado en más de 120 m aproximadamente, si se deseara que esta no sea perturbada durante todo el minado del yacimiento.
- Se puede aproximar la rampa al cuerpo mineralizado, aceptando que el progreso del minado anulará a la rampa encima del nivel de extracción. En este caso el acceso por la rampa deberá ser en una cota inferior.
- Sería muy difícil explotar por este método de minado el pequeño cuerpo mineral que está hacia el techo del cuerpo principal, por la poca potencia que tiene. Al explotar el cuerpo principal comenzaría rápidamente a perturbarse el pequeño cuerpo, dejándolo no apta para su explotación.
- Si se optara por el método de minado de hundimiento por subniveles para ambos cuerpos: Rosita y Tinyag, la explotación de Rosita iría adelantado respecto a Tinyag, debido a que este último tendrá influencia sobre la explotación de Rosita.
- Se asume que los esfuerzos no tendrían influencia significativa, y por las condiciones geomecánicas principalmente del mineral, las presiones verticales debido a la subsidencia estarían en rangos tolerables.
- Dada la calidad Regular de la roca mineralizada, será más sencillo mantener el frente de extracción totalmente estable, siendo menos probable el colapso del frente de avance.

- Se asume preliminarmente parámetros del método de minado de hundimiento por subniveles, es decir: alturas entre subniveles de 10 m, galerías de extracción de 4 m de ancho por 3.5 m de altura, espaciamiento entre las galerías de extracción de 10 m para el esquema longitudinal y 11 m para el esquema transversal, y ancho del pilar de 6 m para el esquema longitudinal y 7 m para el esquema transversal, sería recomendable hacer un ejercicio para evaluar la factibilidad técnica – económica de este método de minado en las dos modalidades: esquema longitudinal y esquema transversal.

VI. EVALUACIÓN DE RESERVAS.

6.1 Generalidades.

Por estimación de recursos entendemos la determinación de la cantidad de materia prima contenida en un yacimiento o en una de sus partes.

La estimación de recursos/reservas se considera un proceso continuo que se inicia con la exploración y recopilación de la información seguida de la interpretación geológica y la estimación de recursos. Posteriormente se consideran los factores modificadores (mineros, metalúrgicos, ambientales, legales, etc.) y se arriba al estimado de reservas. Durante las operaciones de la mina los estimados previamente calculados son modificados por los resultados del control de ley y los estudios de reconciliación. En estos apuntes se hace mayor hincapié en la estimación de los recursos.

Estos trabajos tienen como objetivo fundamental la mejor estimación de la ley y el tonelaje de los bloques de un cuerpo mineral así como determinar los errores probables de la estimación con cierto nivel de confianza. La relevancia de las estimaciones depende de la calidad, cantidad y distribución espacial de las muestras y el grado de continuidad de la mineralización.

La cantidad de reservas de un yacimiento, como uno de los factores principales que determinan su viabilidad económica, posee una gran influencia en la vida útil

del yacimiento, su producción anual y la decisión final de construir la empresa minera.

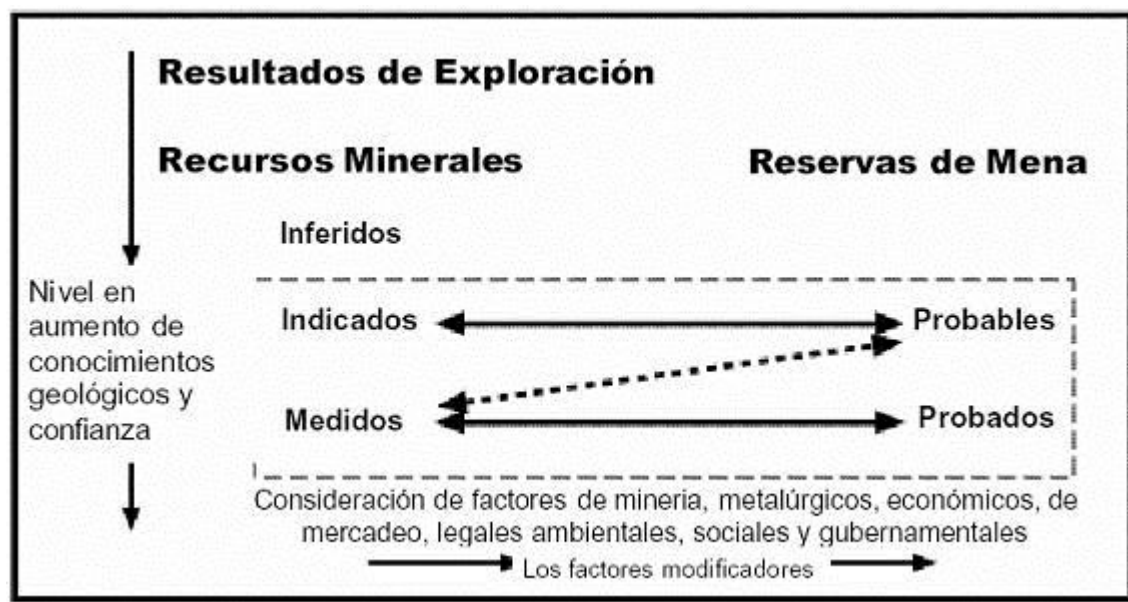
6.2 Sistemas y Criterios de Clasificación de Recursos y Reservas.

El éxito de cualquier negocio minero depende directamente de la calidad de las estimaciones de los recursos y reservas realizadas a partir de la información generada durante las campañas de exploración. Este cálculo, como cualquier estimación basada en un número limitado de muestras esta sujeto a variaciones o errores respecto al valor real. De aquí precisamente surge la necesidad de establecer clasificaciones de recursos que indican los riesgos de las estimaciones realizadas.

Los principales sistemas de clasificación que se emplean hoy en el mundo se fundamentan en la confianza geológica y en la viabilidad económica. Todos los esquemas de clasificación hacen uso del grado de confiabilidad o certidumbre como factor discriminante entre las distintas clases, entre tanto ninguno de esos sistemas muestran claramente como calcular el error asociado con cada estimación. Un elemento que complica aun más el proceso de categorización es la imposibilidad de cuantificar el error cometido en la creación del modelo geológico del yacimiento. Producto de las dificultades encontradas en cuantificar el error de estimación, los sistemas de clasificación se apoyan más en aspectos cualitativos que en medidas reales de la dispersión de los valores obtenidos. Dado este elemento de subjetividad es que se introduce en la mayoría de los sistemas de clasificación el concepto de persona competente.

Los principales métodos a través de los cuales los recursos minerales pueden ser categorizados se dividen en 2 grupos: (1) Criterios tradicionales o clásicos, (2) Criterios geoestadísticos.

6.2.1 Recursos minerales es una concentración u ocurrencia de material de interés económico intrínseco en o sobre la corteza de la Tierra en forma y cantidad en que haya probabilidades razonables de una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, ley, características geológicas y continuidad de un Recurso Mineral son conocidas, estimadas o interpretadas a partir de evidencias y conocimientos geológicos específicos. Los Recursos Minerales se subdividen, en orden ascendente de la confianza geológica, en categorías de Inferidos, Indicados y Medidos.



Relación general entre Resultados de Exploración, Recursos y Reservas Minerales.

Recurso Mineral Inferido es aquella parte de un Recurso Mineral por la cual se puede estimar el tonelaje, ley y contenido de mineral con un bajo nivel de confianza. Se infiere a partir de evidencia geológica y se asume pero no se certifica la continuidad geológica ni de la ley. Se basa en información inferida mediante técnicas apropiadas de localizaciones como pueden ser afloramientos, zanjas, rajos, laboreos y sondajes que pueden ser limitados o de calidad y confiabilidad incierta.

Recurso Mineral Indicado es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un nivel razonable de confianza el tonelaje, densidad, forma, características físicas, ley y contenido mineral. Se basa en información sobre exploración, muestreo y pruebas reunidas mediante técnicas apropiadas en ubicaciones como pueden ser: afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones están demasiado espaciadas o su espaciamiento es inapropiado para confirmar la continuidad geológica y/o de ley, pero está espaciada con suficiente cercanía para que se pueda suponer continuidad.

Recurso Mineral Medido es aquella parte de un Recurso Mineral para el cual puede estimarse con un alto nivel de confianza el tonelaje, su densidad, forma, características físicas, ley y contenido de mineral. Se basa en la exploración detallada e información confiable sobre muestreo y pruebas obtenidas mediante técnicas apropiadas de lugares como pueden ser afloramientos, zanjas, rajos, túneles, laboreos y sondajes. Las ubicaciones

están espaciadas con suficiente cercanía para confirmar continuidad geológica y/o de la ley.

6.2.2 Reservas Minerales es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado. Incluye dilución de materiales y tolerancias por pérdidas que se puedan producir cuando se extraiga el material. Se han realizado las evaluaciones apropiadas, que pueden incluir estudios de factibilidad e incluyen la consideración de modificaciones por factores razonablemente asumidos de extracción, metalúrgicos, económicos, de mercados, legales, ambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran en la fecha en que se reporta que podría justificarse razonablemente la extracción. Las Reservas de Mena se subdividen en orden creciente de confianza en Reservas Probables Minerales y Reservas Probadas Minerales.

Reserva Probable Minerales es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Indicado y en algunas circunstancias Recurso Mineral Medido. Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que puedan producirse cuando se explota el material. Se han realizado evaluaciones apropiadas, que pueden incluir estudios de factibilidad, e incluyen la consideración de factores modificadores razonablemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercadeo, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran a la fecha en que se presenta el informe, que la extracción podría justificarse razonablemente.

Reserva Probada Minerales es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido. Incluye los materiales de dilución y tolerancias por pérdidas que se pueden producir cuando se explota el material. Se han realizado evaluaciones apropiadas que pueden incluir estudios de factibilidad, e incluyen la consideración de modificaciones por factores fehacientemente asumidos de minería, metalúrgicos, económicos, de mercados, legales, ambientales, sociales y gubernamentales. Estas evaluaciones demuestran, a la fecha en que se publica el informe, que la extracción podría justificarse razonablemente.

Con esos términos y definiciones aceptadas, el grupo CMMI (International Resource/reserve definitions group) se dedicó a desarrollar las normas internacionales. La responsabilidad por las estimaciones de recursos y reservas debe ser atribuida a una persona responsable/competente, término este introducido inicialmente en el código JORC.

Con el establecimiento y adopción de los patrones internacionales de estimación y clasificación de recursos y reservas muchos autores discuten la perspectiva inminente de transformar esos patrones en normas de certificación del sistema ISO 9001. Según Vallee, 1999 de todos los sistemas en uso el código JORC es el más compatible con la certificación ISO.

6.3 Reservas Mina Tinyag.

En base a las definiciones mencionadas anteriormente la Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Minera Iscaycruz presenta un informe anual de reservas al termino de cada año, cuyo resumen se muestra en el cuadro siguiente (*cuadro 10*).

RESUMEN DE RESERVAS

Cuadro 10.

	NIVEL	COTA	TMS	%ZN	%PB	%CU	OZ/AG	%FE	POT	N° TAJOS
RESERVA PROBADA	NV_+4	4588								
	NV_+3 S	4578								
	NV_+3	4576								
	NV_+2 S	4573								
	NV_+2	4562								
	NV_+1 S	4560								
	NV_+1	4548								
	NV_0 S	4537	3,156	3.08	0.01	0.21	0.05	12.87	6.93	1
	NV_0	4533	1,162	9.10	0.01	0.25	0.21	13.93	14.83	2
	NV_-1 S	4524	25,583	8.86	0.01	0.38	0.16	17.80	13.94	4
	NV_-1	4520	1,439	7.19	0.01	0.42	0.16	17.94	18.03	2
	NV_-2 S	4510.5	90,065	8.21	0.01	0.26	0.14	16.97	17.58	11
	NV_-2	4506.5	7,267	7.47	0.01	0.31	0.14	16.00	23.07	8
	NV_-3 S	4497	67,723	6.81	0.01	0.26	0.17	17.49	20.90	7
NV_-3	4493	7,463	7.75	0.01	0.26	0.15	16.73	26.91	7	
	SUB TOTAL		203,858	7.70	0.01	0.28	0.15	17.13	9.48	42
RESERVA PROBABLE	NV_-3 S	4497	67,454	7.25	0.01	0.28	0.13	16.20	18.30	8
	NV_-3	4493	6,825	6.45	0.01	0.25	0.10	16.90	21.69	8
	NV_-4 S	4483.5	146,171	7.60	0.01	0.27	0.13	17.05	20.96	15
	NV_-4	4479.5	13,887	8.54	0.01	0.29	0.16	17.05	24.78	14
	NV_-5 S	4470	135,594	8.53	0.01	0.31	0.16	16.82	20.73	14
	NV_-5	4466	11,983	10.64	0.01	0.42	0.21	15.24	22.99	13
	NV_-6 S	4456.5	114,088	10.79	0.01	0.45	0.22	15.13	17.37	14
	NV_-6	4452.5	7,597	11.33	0.01	0.61	0.24	15.26	14.52	13
		SUB TOTAL		503,600	8.67	0.01	0.33	0.16	16.37	20.17
	GRAN TOTAL		707,457	8.39	0.01	0.32	0.16	16.59	14.82	141

En el cual se observa la existencia de Reservas Probadas y Probables haciendo un total de 707,457 TMS con 8.39 %Zn, 0.01 %Pb, 0.32 %Cu, 0.16 OzAg, 16.37 %Fe. Haciendo un análisis de sensibilidad respecto al precio del Zinc vemos que a medida que el precio baja, el Cutt-Off aumenta y por consiguiente las reservas disminuyen tal como se muestra en el *Cuadro 11*.

6.4 Análisis de Reservas de la Mina Tinyag.

A continuación se muestra un análisis de sensibilidad de las Reservas al variar el Cut Off y mantener constante el costo de producción, en el que se observa la disminución de las reservas a medida que aumenta el Cut Off de la mina hasta un Cut Off de 20% Zn con 0 Ton de Reserva (Cuadro 12).

Cuadro 11. ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE PERDIDA DE RESERVA, VARIANDO PRECIOS DE METALES

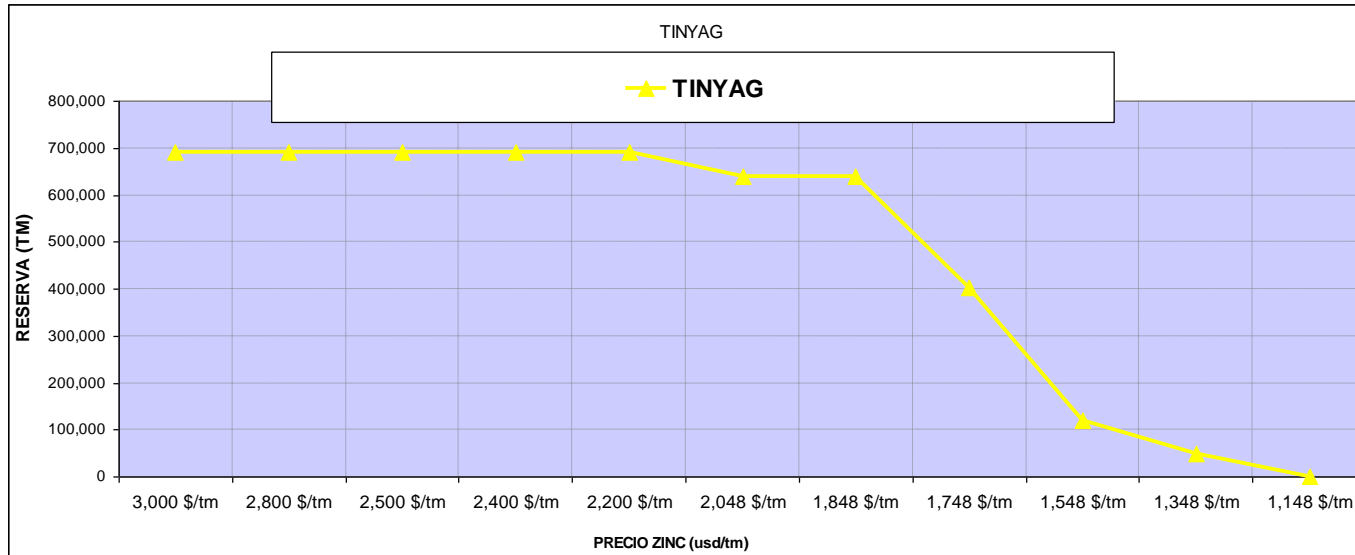
	3,000 \$/tm	2,800 \$/tm	2,500 \$/tm	2,400 \$/tm	2,200 \$/tm	2,048 \$/tm	1,848 \$/tm	1,748 \$/tm	1,548 \$/tm	1,348 \$/tm	1,148 \$/tm
ZINC USD/%	14.31	13.07	11.21	10.55	9.24	8.24	6.93	6.27	4.96	3.65	2.33

MINAS	COSTO TOTAL											
TINYAG	45.02	3.15%	3.44%	4.02%	4.27%	4.87%	5.46%	6.50%	7.18%	9.08%	12.35%	19.29%

TINYAG	RESERVA											
LEY % Zn	8.39%	8.50%	8.50%	8.50%	8.50%	8.50%	8.77%	8.77%	9.78%	11.88%	13.22%	18.71%
TMS	707,457	692,111	692,111	692,111	692,111	692,111	638,258	638,258	402,250	120,153	49,796	0

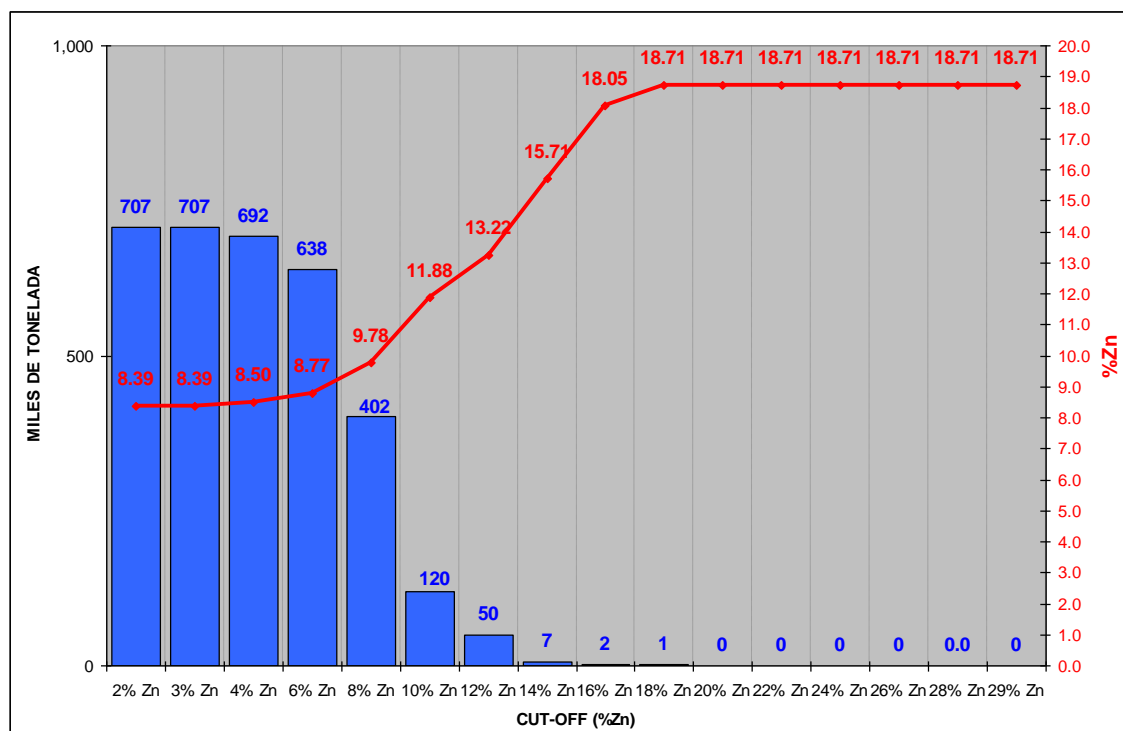
TOTAL:	707,457	692,111	692,111	692,111	692,111	692,111	638,258	638,258	402,250	120,153	49,796	0
---------------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	---------	--------	---

VARIACION TMS RESERVAS:	-15,346	-15,346	-15,346	-15,346	-15,346	-15,346	-69,199	-69,199	-305,207	-587,305	-657,661	-707,457
VARIACION %ZN RESERVAS:	-3.35%	-3.35%	-3.35%	-3.35%	-3.35%	-3.35%	-4.91%	-4.91%	-6.55%	-7.68%	-8.02%	-8.39%
VARIACION USD RESERVAS	5,766	5,766	5,766	5,766	5,766	576,603	3,805,886	3,805,886	22,410,396	50,522,125	59,139,338	66,516,476



VARIACION DE RESERVAS SEGÚN CUT-OFF
Cuadro 12

CUT-OFF	TINYAG	
% ZN	TMS	% ZN
2% Zn	707,457	8.39
3% Zn	707,457	8.39
4% Zn	692,111	8.50
6% Zn	638,258	8.77
8% Zn	402,250	9.78
10% Zn	120,153	11.88
12% Zn	49,796	13.22
14% Zn	7,192	15.71
16% Zn	2,102	18.05
18% Zn	1,273	18.71
20% Zn	0	18.71
22% Zn	0	18.71
24% Zn	0	18.71
26% Zn	0	18.71
28% Zn	0	18.71
29% Zn	0	18.71



VII. EVALUACION ECONÓMICA.

7.1 Costos de Producción de Tinyag.

Para la evaluación económica se usaron los datos de la siguiente tabla donde se muestran los costos de producción y operación, además del Cutt Off de mina a un

COSTO TINYAG "JUNIO" AÑO 2008		
TINYAG - UNDERG		
1. PRODUCCION POR MINAS		
tms mineral:	92,833	
Ley Zn %:	7.34%	
(*) tms concentrado:	12,186	
2. COSTOS		
	Total	Unitario
	Miles	US\$/tm
a) MINA		
Costos por Ordenes de Producción + CeCo		
Mina	972	10.47
	972	10.47
b) PLANTA (ver detalle planta)	772	8.32
c) MANTENIMIENTO	39	0.42
d) INDIRECTOS	588	6.33
Gastos Administración	511	5.50
Depreciación	912	9.82
Gasto de ventas	161	1.74
Short term	236	2.54
Financieros, neto	-366	-3.94
Otros, neto	114	1.22
	3,938	42.42
TRANSP. CONCENTRADOS		
e) (*)	242	2.60
	4,180	45.02
3. CUT OFF		
1% Zn =	7.27	
Cut Off de Producción a 1900 USD/TM Zinc		6.19%

precio de 1,900 \$/ton.

7.2 Cálculo de los Valores Punto y Valor de Mineral.

Con un análisis de sensibilidad respecto al precio podemos obtener los valores

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD , VARIANDO PRECIOS DE METALES											
6.27	3,000 \$/tm	2,800 \$/tm	2,500 \$/tm	2,400 \$/tm	2,200 \$/tm	2,048 \$/tm	1,900 \$/tm	1,748 \$/tm	1,548 \$/tm	1,348 \$/tm	1,148 \$/tm
ZINC USD/%	14.31	13.07	11.21	10.55	9.24	8.24	7.27	6.27	4.96	3.65	2.33
7.29	2,800 \$/tm	2,600 \$/tm	2,500 \$/tm	2,300 \$/tm	2,100 \$/tm	2,170 \$/tm	1,970 \$/tm	2,039 \$/tm	1,839 \$/tm	1,639 \$/tm	1,439 \$/tm
PLOMO USD/%	12.48	11.12	10.43	9.07	7.71	8.18	6.82	7.29	5.93	4.57	3.20
3.60	17 \$/Onz	15 \$/Onz	13 \$/Onz	12 \$/Onz	11 \$/Onz	17 \$/Onz	16 \$/Onz	15 \$/Onz	14 \$/Onz	13 \$/Onz	12 \$/Onz
PLATA USD/Onz.	3.97	3.51	3.05	2.82	2.60	3.94	3.71	3.60	3.38	3.15	2.92
VALOR DE MINERAL USD/TM	182.18	166.05	143.24	134.13	117.30	106.77	93.95	82.58	65.75	48.92	32.09

punto y el respectivo valor del mineral que se muestran en el cuadro siguiente:

7.3 Análisis Operacional y Económico de la Mina Tinyag.

La mina Tinyag inicio su minado subterráneo a partir de abril del 2006, con una prueba piloto desde el Nv. 4533, aumentando progresivamente su producción hasta consolidarse a mediados del año 2007 a un ritmo de 15,300 Ton/mes.

En cuanto al desarrollo y la preparación en una etapa inicial los metrajés eran del orden de los 2,000 mts/año, con ratios de desarrollo de 13 Ton/m y ratios de preparación de 250 Ton/m, actualmente el metraje de desarrollo y preparación es de

900 m/año alcanzando ratios de desarrollo de 115 Ton/m y ratios de preparación de 170 Ton/m, esto debido al buen programa de desarrollos y preparaciones. El detalle de esto se muestra en los cuadros siguientes.

Se muestra un análisis económico para un precio de Zinc de 1,900 \$/Ton, en donde se muestra que para este precio es altamente rentable la explotación de este cuerpo mineralizado, pero si el precio va decayendo y llega a los 1,400 \$/Ton el proyecto deja de ser rentable, a no ser que se reduzcan los costos y buscar un nuevo punto de equilibrio.

ANALISIS AÑO 2006

AVANCES (Metros)	Ene-06	Feb-06	Mar-06	Abr-06	May-06	Jun-06	Jul-06	Ago-06	Sep-06	Oct-06	Nov-06	Dic-06	Total
Rampa	65.6	24.6	153.7	107.1	86.5	40.2	40.5	50.8	17.0	10.7			597
Horizontal	101.6	134.6	101.9	123.1	107.7	89.1	15.9	116.9	178.4	155.0	43.0	106.7	1,274
Vertical			12.0			14.0	6.5	28.9			31.0		92
Alimak		28.0	53.9	36.0	25.4								143
Draw Point Mineral				9.6	43.4	9.1	15.8			2.3	11.6	20.0	112
Draw Point Desmonte													0
	167.2	187.2	321.5	275.8	263.0	152.4	78.7	196.6	195.4	168.0	85.6	126.7	2,218

PRODUCCION (Toneladas)	Ene-06	Feb-06	Mar-06	Abr-06	May-06	Jun-06	Jul-06	Ago-06	Sep-06	Oct-06	Nov-06	Dic-06	Total
TMS				779	2,499	501	710	0	1,534	3,220	9,941	9,583	28,767
%Zn				5.73	9.30	8.65	7.89		4.32	8.22	6.69	6.10	6.80
%Pb				0.01	0.01	0.01	0.01		0.03	0.02	0.01	0.01	0.01
%Cu				0.89	0.24	0.28	0.21		0.09	0.21	0.18	0.18	0.21
OZ/Ag				0.06	0.13	0.22	0.15		0.10	0.23	0.20	0.20	0.19
%Fe				12.76	20.18	19.65	11.60		8.47	13.97	17.16	18.48	16.83

Ratio Des (Tn/m):	0.0	0.0	0.0	2.9	11.4	3.5	11.3	0.0	7.8	19.4	134.3	89.8	13.7
Ratio Prep (Tn/m):	0.0	0.0	0.0	81.2	57.6	55.0	44.9	0.0	0.0	1,400.0	857.0	479.2	257.3
Costo Avance (\$/m):	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7	1,127.7
Costo Desa (\$/Tn):				385.2	99.1	322.8	99.9		143.7	58.0	8.4	12.6	82.6
Costo Prep (\$/Tn):				13.9	19.6	20.5	25.1			0.8	1.3	2.4	4.4

Costo 2006	USD/m
Horizontal	501.3
Vertical	319.3
Desquinche	11.4
Sostenimiento	442.7
Transporte	60.6
Energia&S.A.	80.0
Supervisión	37.1
USD/m Horiz.	1133.0
USD/m Vert.	950.9
USD/m Prom.	1127.7

ANALISIS AÑO 2007

AVANCES (Metros)	Ene-07	Feb-07	Mar-07	Abr-07	May-07	Jun-07	Jul-07	Ago-07	Sep-07	Oct-07	Nov-07	Dic-07	Total
Rampa		25.3	6.2			26.6	30.7	26.7	19.0	12.9	39.7	69.2	256
Horizontal	56.1	61.9	59.5	2.5				36.2	56.6	37.4	99.0	71.4	481
Vertical			12.6						8.4	4.0	11.0		36
Alimak													0
Draw Point Mineral	25.4	39.3	34.7	50.5	52.4	48.9	47.6	47.9	55.8	41.2	3.2	18.2	465
Draw Point Desmonte	31.7	58.9	38.2	41.3	88.4	28.4	56.5	35.3	35.5	22.0	7.1		443
	113.2	185.4	151.2	94.3	140.8	103.9	134.8	146.1	175.3	117.5	160.0	158.8	1,681

PRODUCCION (Toneladas)	Ene-07	Feb-07	Mar-07	Abr-07	May-07	Jun-07	Jul-07	Ago-07	Sep-07	Oct-07	Nov-07	Dic-07	Total
TMS	10,321	10,891	11,695	10,723	13,190	17,321	15,779	15,696	11,824	12,343	13,503	13,124	156,410
%Zn	5.92	5.24	4.66	6.09	7.50	6.50	7.85	8.62	8.13	6.76	7.06	6.02	6.79
%Pb	0.02	0.05	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03	0.02	0.03	0.02	0.01	0.02
%Cu	0.19	0.25	0.17	0.25	0.27	0.26	0.38	0.52	0.36	0.28	0.24	0.28	0.29
OZ/Ag	0.19	0.16	0.21	0.12	0.19	0.15	0.18	0.17	0.19	0.12	0.11	0.12	0.16
%Fe	17.88	17.16	15.43	16.06	15.99	16.96	18.34	15.73	18.62	14.67	14.90	17.86	16.63

Ratio Des (Tn/m):	184.0	124.9	149.4	4,289.3	0.0	651.2	514.0	249.5	140.8	227.3	90.2	93.3	202.4
Ratio Prep (Tn/m):	180.7	110.9	160.4	116.8	93.7	224.1	151.6	188.7	129.5	195.3	1,311.0	721.1	172.2
Costo Avance (\$/m):	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3	1,149.3
Costo Desa (\$/Tn):	6.2	9.2	7.7	0.3		1.8	2.2	4.6	8.2	5.1	12.7	12.3	5.7
Costo Prep (\$/Tn):	6.4	10.4	7.2	9.8	12.3	5.1	7.6	6.1	8.9	5.9	0.9	1.6	6.7

Costo 2007	USD/m
Horizontal	490
Vertical	258
Desquiches	39
Sostenimiento	506
Transporte	69
Energia&S.A.	51
Supervisión	4
USD/m Horiz.	1159.1
USD/m Vert.	926.9
USD/m Prom.	1149.3

ANALISIS GLOBAL 2006&2007:

TOTAL TMS:	185,177
TOTAL METROS:	3,899
TOTAL Ratio Prep&Des (Tn/m):	47
COSTO AVANCE (\$/m) :	1,137
COSTO AVANCE (\$/Tn) :	23.94

ANALISIS AÑO 2008

AVANCES (Metros)	Ene-08	Feb-08	Mar-08	Abr-08	May-08	Jun-08	Jul-08	Ago-08	Sep-08	Oct-08	Nov-08	Dic-08	Total
Rampa	21.0	4.0	5.8	10.3	43.8								85
Horizontal	102.0	95.9	139.9	100.0									438
Vertical	22.7		11.1		12.0								46
Alimak													0
Draw Point Mineral	43.6	26.2	47.9	54.8	63.9								236
Draw Point Desmonte	33.7			67.9	63.4								165
	223.0	126.1	204.7	233.0	183.1	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	970

PRODUCCION (Toneladas)	Ene-08	Feb-08	Mar-08	Abr-08	May-08	Jun-08	Jul-08	Ago-08	Sep-08	Oct-08	Nov-08	Dic-08	Total
TMS	15,106	13,602	15,457	8,490	12,846								65,501
%Zn	7.24	5.96	7.75	7.34	8.06								7.27
%Pb	0.01	0.04	0.02	0.02	0.03								0.03
%Cu	0.25	0.25	0.22	0.33	0.37								0.28
OZ/Ag	0.11	0.12	0.12	0.11	0.12								0.12
%Fe	14.88	20.25	15.67	21.93	18.41								17.79

Ratio Des (Tn/m):	103.7	136.2	98.6	77.0	230.2	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	115.2
Ratio Prep (Tn/m):	195.4	519.2	322.7	69.2	100.9	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	163.2
Costo Avance (\$/m):	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264								1,264
Costo Desa (\$/Tn):	12.2	9.3	12.8	16.4	5.5								11.0
Costo Prep (\$/Tn):	6.5	2.4	3.9	18.3	12.5								7.7

ANALISIS GLOBAL 2006&2007&2008:

TOTAL TMS:	250,678
TOTAL METROS:	4,869
TOTAL Ratio Prep&Des (Tn/m):	51
COSTO AVANCE (\$/m) :	1,162
COSTO AVANCE (\$/Tn) :	22.58

ANALISIS AÑO 2008 AL 2012

% Recuperación de Reserva:	100%
-----------------------------------	-------------

RESERVA AL 31/12/2007	NV-4533	NV-4520	NV-4506	NV-4493	NV-4479	NV-4466	NV-4452	TOTAL
TMS	4,318	27,022	97,331	149,466	160,058	147,578	121,685	707,457
%ZN	4.70	8.77	8.16	7.04	7.68	8.70	10.83	8.39
%PB	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
%CU	0.22	0.38	0.27	0.27	0.27	0.32	0.46	0.32
OZ/AG	0.09	0.16	0.14	0.14	0.14	0.16	0.22	0.16
%FE	13.15	17.80	16.89	16.84	17.05	16.69	15.13	16.59
POT	9.06	14.16	17.99	20.06	21.29	20.91	17.19	19.45
N° TAJOS	1.00	4.00	11.00	15.00	15.00	14.00	14.00	74

PLAN AVANCES	Metros	Metros	Metros	Metros	Metros	Metros	Metros	TOTAL
Rampa	0	0	0	0	0	140	140	280
Cruceros Bombeo	0	0	0	0	116	55	0	171
Cruceros	0	0	105	0	100	83	83	371
Chimeneas	0	0	12	12	25	25	25	99
By Pass	0	0	60	0	193	185	185	623
DP Desmonte	0	0	278	325	249	420	420	1,693
DP Mineral	0	0	310	350	316	218	218	1,413
TOTAL:	0.00	0.00	765.00	687.67	999.74	1126.00	1071.00	4,649

Ratio Des (Tn/m):	0.0	0.0	549.9	12,455.5	368.8	302.4	281.0	458
Ratio Prep (Tn/m):	0.0	0.0	165.5	221.2	282.9	231.3	190.7	228
Costo Avance (\$/m):	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162
Costo Desa (\$/Tn):	0.0	0.0	2.1	0.1	3.2	3.8	4.1	2.54
Costo Prep (\$/Tn):	0.0	0.0	7.0	5.3	4.1	5.0	6.1	5.10

ANALISIS ACUMULADO GLOBAL (DEL 2006 AL FINAL DE LA RESERVA):

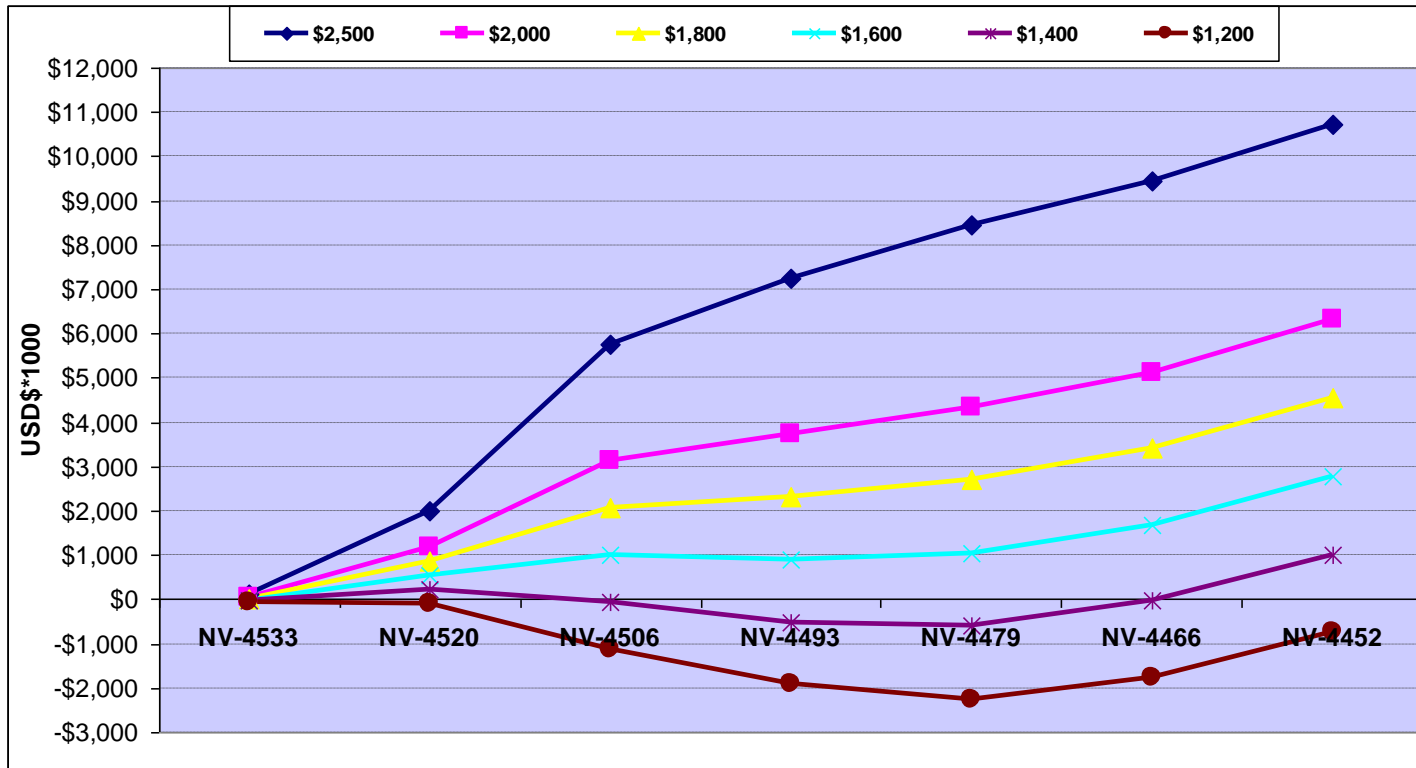
TOTAL TMS:	189,495	216,516	313,848	463,314	623,372	770,950	892,634	892,634
TOTAL METROS AVAN DES:	2,879	2,879	3,056	3,068	3,502	3,990	4,423	4,423
TOTAL METROS AVAN PREP:	1,020	1,020	1,608	2,284	2,850	3,488	4,126	4,126
TOTAL Ratio Des (Tn/m):	66	75	103	151	178	193	202	202
TOTAL Ratio Prep (Tn/m):	186	212	195	203	219	221	216	216
COSTO AVANCE (\$/m) :	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162	1,162
TOTAL Costo Desa (\$/Tn):	17.66	15.46	11.32	7.70	6.53	6.02	5.76	5.76
TOTAL Costo Prep (\$/Tn):	6.26	5.48	5.96	5.73	5.31	5.26	5.37	5.37

ANALISIS ECONOMICO MINA TINYAG SUBTERRANEO (METODO SUBLEVEL CAVING)

METAS FISICAS		2006	2007	NV-4533	NV-4520	NV-4506	NV-4493	NV-4479	NV-4466	NV-4452	TOTAL
Precio Zinc:		\$3,275/tm	\$3,241/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	
Precio Plomo:		\$1,290/tm	\$2,573/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	\$1,900/tm	
Precio Plata:		\$11.57/Onz	\$13.39/Onz	\$15.00/Onz	\$15.00/Onz	\$15.00/Onz	\$15.00/Onz	\$15.00/Onz	\$15.00/Onz	\$15.00/Onz	
Desarrollo&Preparacion	Total Metros:	2,218	1,681	0	0	765	688	1,000	1,126	1,071	8,549
Producción	Total TMS	28,767	156,410	4,318	27,022	97,331	149,466	160,058	147,578	121,685	892,634
	% Zn	6.80	6.79	4.70	8.77	8.16	7.04	7.68	8.70	10.83	8.06
	% Pb	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
	% Cu	0.21	0.29	0.22	0.38	0.27	0.27	0.27	0.32	0.46	0.31
	Onz/T Ag	0.19	0.16	0.09	0.16	0.14	0.14	0.14	0.16	0.22	0.16
	% Fe	16.83	16.63	13.15	17.80	16.89	16.84	17.05	16.69	15.13	16.60
Concentrados&Finos	Tm Conc Zn	3,411	18,526	362	4,225	14,158	18,760	21,929	22,902	23,487	127,659
	Ley Conc % Zn	53.79	53.79	53.00	53.00	53.00	53.00	53.00	53.00	53.00	53.16
	Recup. Zn	93.78	93.78	94.50	94.50	94.50	94.50	94.50	94.50	94.50	94.35
	Tm Finas Zn	1,835	9,965	192	2,239	7,504	9,943	11,622	12,138	12,448	67,869
	Tm Conc Pb	5	46	1	4	16	24	25	23	24	171
	Ley Conc. % Pb	51.16	51.16	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.66
	Recup. Pb	71.24	71.24	77.00	77.00	77.00	77.00	77.00	77.00	77.00	75.81
	Tm Finas Pb	3	24	0	2	8	12	12	11	11	83
Valor Concentrados	USD\$/Tconc Zinc	923	910	421	421	421	421	421	421	421	506
	USD\$/Tconc Plomo	257	889	583	583	583	583	583	583	583	647
Valor Mineral de Cabeza	USD\$/Tm	109	108	35	66	61	53	58	66	81	73
Costos Unitarios (USD\$/Tm)	Preparacion&Desarrollo	86.95	12.35	0.00	0.00	9.14	5.35	7.26	8.87	10.23	11.02
	Minado	10.41	8.11	9.79	9.79	7.77	9.53	10.68	9.76	8.70	9.26
	Planta	8.60	8.60	8.60	8.60	8.60	8.60	8.60	8.60	8.60	8.60
	Mantenimiento	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63	0.63
	Indirectos	6.10	6.10	6.10	6.10	6.10	6.10	6.10	6.10	6.10	6.10
	Transporte de Concentrados	2.59	2.59	2.59	2.59	2.59	2.59	2.59	2.59	2.59	2.59
	Selling Expenses	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	General&Administrative	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Otros Gastos-Ingresos	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Short-Term	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	Deprec&Amortizac.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
	TOTAL COSTO:	115.27	38.38	27.70	27.70	34.82	32.80	35.86	36.55	36.84	38.20

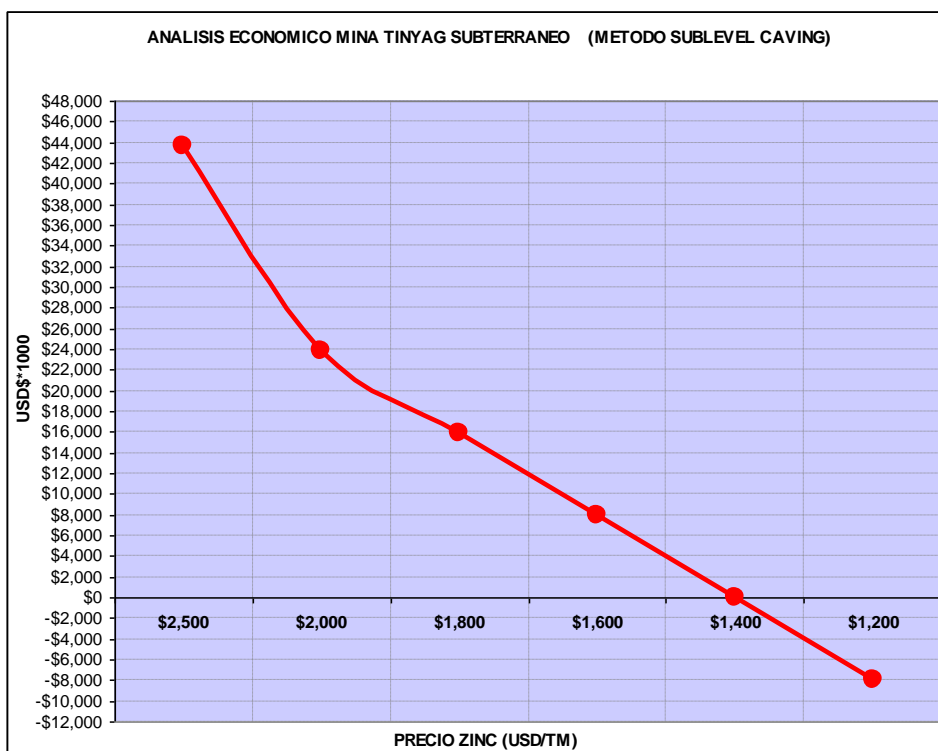
CASH FLOW	2006	2007	NV-4533	NV-4520	NV-4506	NV-4493	NV-4479	NV-4466	NV-4452	TOTAL
Ingresos Netos	3,147,570	16,902,800	153,000	1,783,432	5,976,552	7,921,335	9,257,472	9,666,630	9,913,702	64,722,494
Zinc	3,146,276	16,861,760	152,462	1,780,822	5,967,402	7,907,368	9,243,048	9,653,120	9,899,875	64,612,132
Plomo	1,294	41,040	538	2,610	9,151	13,966	14,424	13,511	13,827	110,361
Costos Operativos	3,315,990	6,003,647	119,625	748,628	3,388,940	4,902,219	5,739,128	5,393,733	4,482,974	34,094,884
Preparacion&Desarrollo	2,501,247	1,932,284	0	0	889,203	799,318	1,162,051	1,308,814	1,244,884	9,837,801
Minado	299,373	1,269,210	42,269	264,526	756,007	1,425,150	1,709,575	1,441,004	1,058,060	8,265,175
Planta	247,364	1,344,962	37,129	232,357	836,946	1,285,252	1,376,328	1,269,012	1,046,359	7,675,710
Mantenimiento	18,160	98,737	2,726	17,058	61,442	94,353	101,039	93,161	76,815	563,490
Indirectos	175,453	953,970	26,335	164,809	593,638	911,618	976,217	900,099	742,173	5,444,313
Transporte de Concentrados	74,392	404,484	11,166	69,879	251,703	386,527	413,917	381,643	314,682	2,308,395
Selling Expenses	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
General&Administrative	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Otros Gastos-Ingresos	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Short-Term	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Deprec&Amortizac.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Margen Utilidad:	-168,420	10,899,153	33,375	1,034,804	2,587,612	3,019,116	3,518,344	4,272,897	5,430,728	30,627,610

ANALISIS DE SENSIBILIDAD (PRECIO DEL ZINC USD\$/TM)



ANALISIS ECONOMICO MINA TINYAG (SENSIBILIDAD PRECIO DEL ZINC)

NIVELES	PRECIO DEL ZINC (USD/TM)					
	\$2,500	\$2,000	\$1,800	\$1,600	\$1,400	\$1,200
NV-4533	114,813	46,948	19,802	-7,345	-34,491	-61,637
NV-4520	1,986,043	1,193,344	876,264	559,185	242,105	-74,974
NV-4506	5,775,142	3,118,867	2,056,357	993,847	-68,662	-1,131,172
NV-4493	7,242,893	3,723,079	2,315,153	907,228	-500,698	-1,908,623
NV-4479	8,455,583	4,341,217	2,695,471	1,049,725	-596,022	-2,241,768
NV-4466	9,429,178	5,132,277	3,413,516	1,694,756	-24,005	-1,742,765
NV-4452	10,718,816	6,312,076	4,549,380	2,786,684	1,023,988	-738,708
TOTAL:	\$ 43,722,468	\$ 23,867,808	\$ 15,925,944	\$ 7,984,080	\$ 42,216	-\$ 7,899,647



VIII. DISEÑO Y CARACTERÍSTICAS DEL METODO.

8.1 Generalidades.

El SLC (método por hundimiento “Sublevel Caving”) 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.

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.

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.

La modalidad de SLC transversal (Caso Tinyag) 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.

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 subsidencia, además de comprometer al Pit Tinyag, podría comprometer a la relavera Tinyag Inferior y al minado de Rosita.

8.2 Ubicación de las labores de Desarrollo y Preparación.

Hay dos aspectos importantes, que hicieron 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 hubiera requerido 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 se evaluó y concluyó que la caja techo sería más perturbada que la caja piso por la subsidencia que acompaña a este método de minado SLC (Sublevel Caving)

Estos aspectos hicieron aconsejable ubicar las labores de desarrollo en la caja piso. Para estas ubicaciones se tomaron en cuenta los resultados de la evaluación de los ángulos de subsidencia (conos de subsidencia) determinados por los ángulos de fracturamiento y desplome 50° y 65° respectivamente, las labores principales: rampas, by passes, chimeneas ventilación, chimeneas de servicios, sub-estaciones, cámaras compresoras se ubiquen fuera de la influencia de estos conos.

Dentro de las principales labores de desarrollo y preparación tenemos:

- Rampa: Ubicada al sur de cuerpo Tinyag con una sección de 4 x 4 mts en línea recta y 4.5 x 4 en curvas, con una gradiente de 13%, teniendo un cambio de gradiente en el ingreso de los niveles de operación de -13%/-6%/0%.
- Pívor y By Passes: Los pivots que son los ingresos a los niveles de operación tiene una sección de 4 x 3.5 mts, a continuación se desarrollan los by passes paralelo al cuerpo mineralizado con una sección de 4.5 x 4 mts ambos con pendientes de 2%.
- Draw Points: A partir de los by passes se desarrollan los draw points, de 3.5 x 3.5 mts de sección. Estos draw points sirven para la explotación de mineral de cada uno de los tajeos que formaran al cruzar

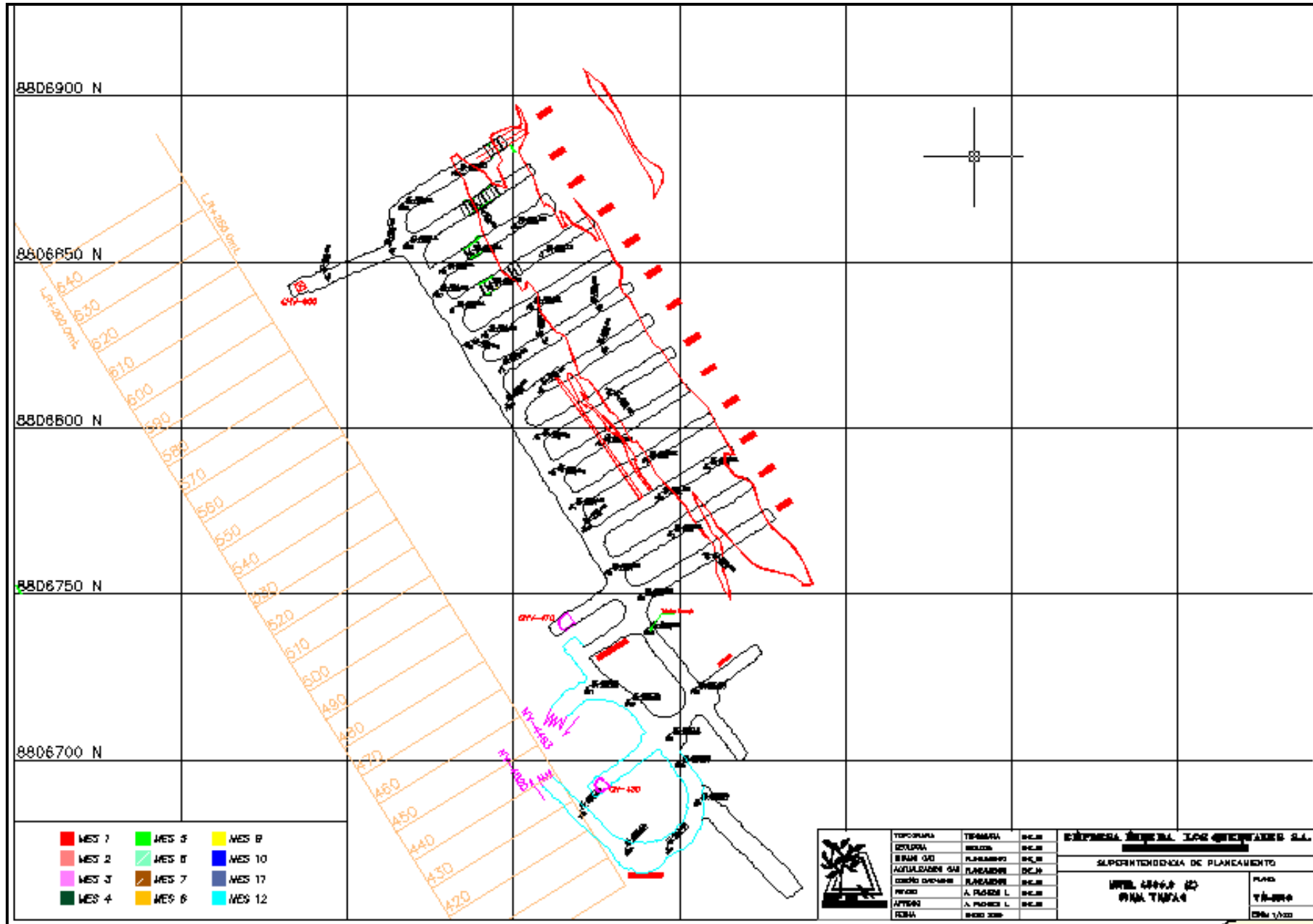
el cuerpo. Se determino prepararlos a una distancia de 11.5 mts de eje a eje.

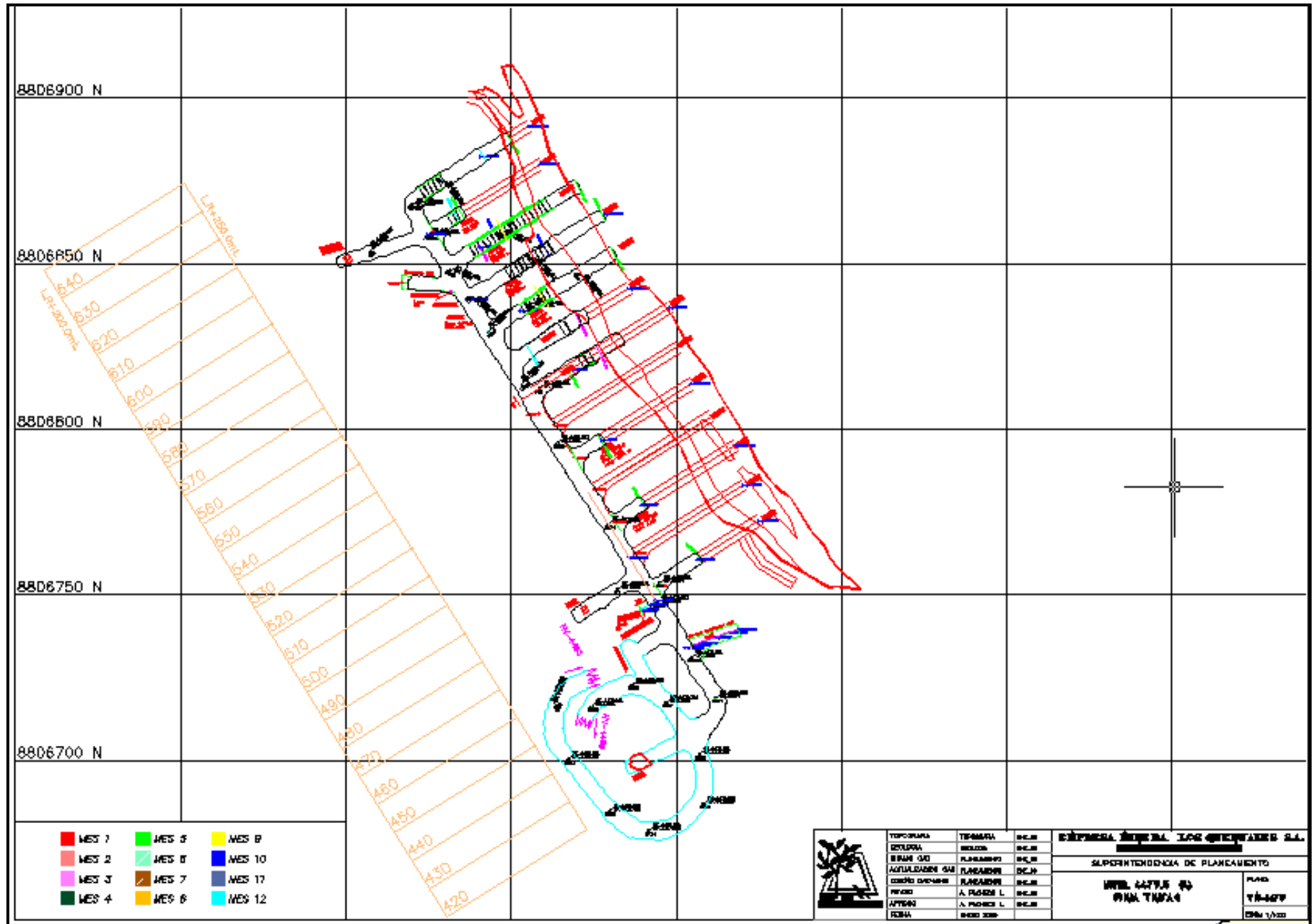
- Chimeneas de Ventilación: Se tienen 2 chimeneas de ventilación la de inyección ubicada al lado norte y la extractora al lado sur, ambas con una seccion de 3 x 3 mts.
- Chimeneas de Servicios: Se cuenta con una que va acompañando a la rampa negativa y tiene una sección de 3 x 3 mts y por ella se llevan las redes de agua, aire y bombeo.
- Cámaras carguio: Son labores que permiten el carguio del material (mineral o desmonte), hacia las tolvas de los volquetes para su evacuación ya sea hacia el botadero de desmonte o las canchas de mineral.
- Sumideros: El minado y las preparaciones se llevan a cabo en 3 niveles o mas, por tal motivo en necesario contar con sumideros en cada nivel con una sección de 3.5 x 3.5 mts y -15% de gradiente.

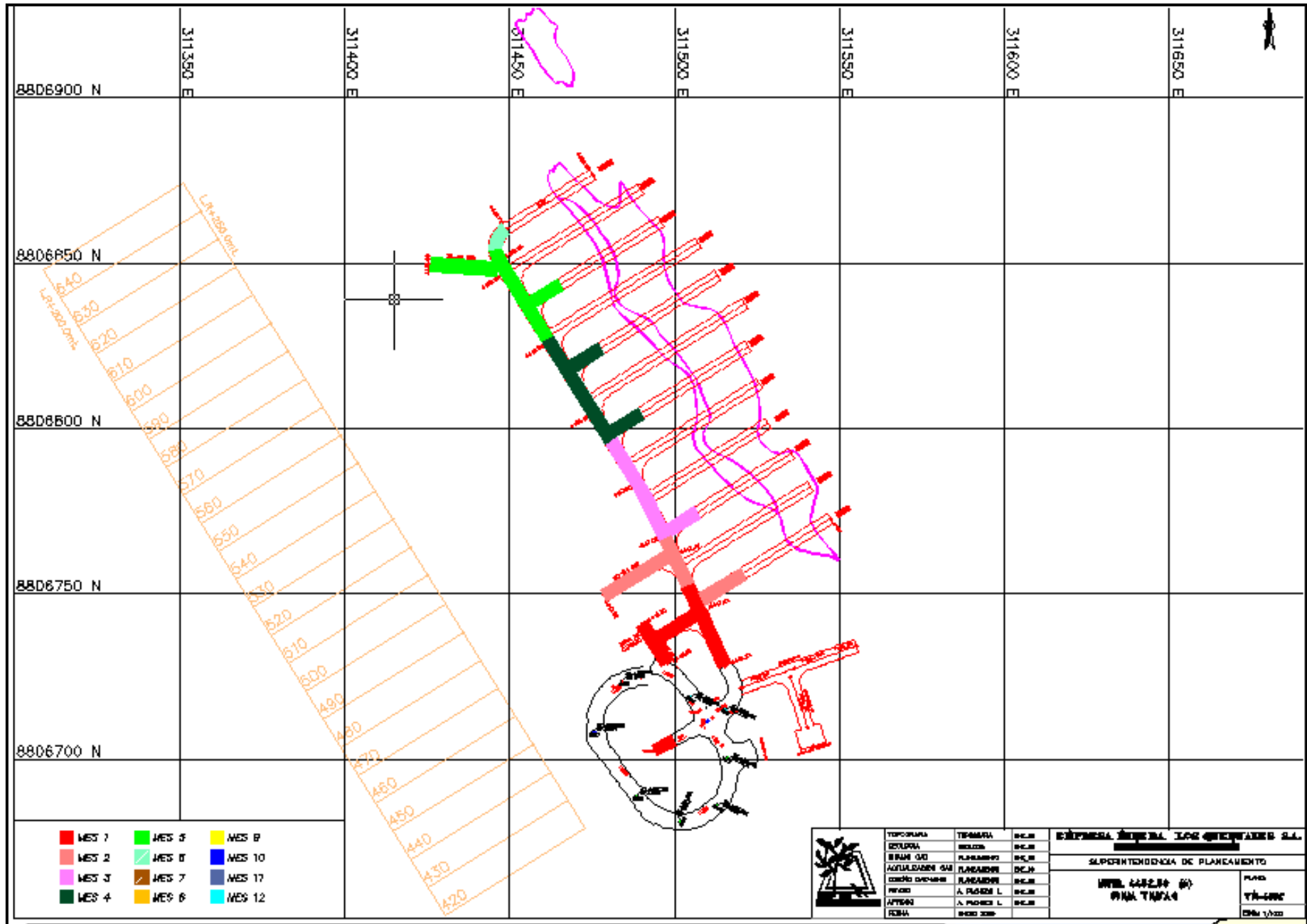
A continuación se muestran en los siguientes gráficos la ubicación de las labores de desarrollo y preparación, donde se cumplen:

- La altura entre niveles es de 13.5 mts, debido al tamaño de la elipsoide de extracción y porque minimiza los metrajes de desarrollo y preparación.
- La distancia entre los ejes de los draw points es de 11.5 mts, teniendo implicancia en este valor el tamaño de la elipsoide de extracción.

- La distancia del by pass hacia el cuerpo mineralizado es de 22 mts en promedio, conservando la estabilidad de la labor durante el minado.
- La distancia de la rampa y las chimeneas hacia el cuerpo mineralizado es de 50 mts en promedio, para asegurar su estabilidad durante todo el minado del cuerpo Tinyag.







- MES 1
- MES 2
- MES 3
- MES 4
- MES 5
- MES 6
- MES 8
- MES 10
- MES 11
- MES 12
- MES 7
- MES 17



TOPOGRAFIA	TEMARIA	DEL
OTRORA	REDA	DEL
BRUN GD	PLANIMETRO	DEL
AGULAS DE OJA	PLANIMETRO	DEL
CONTO CUBICAR	PLANIMETRO	DEL
PROY	A. PLOMO L.	DEL
APROB	A. PLOMO L.	DEL
REDA	REDA	DEL

EMPRESA GENERAL LAS QUINCEAS S.A.	
SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO	
MUEL 4482.94 (H)	PLANO
PANA TAPSA	TR-0002
	Escala 1:200

8.3 Sostenimiento de las labores.

El sostenimiento que se aplica en la mina tiene dos funciones principales:

El primero, proteger al personal y a los equipos, esto es lo que se llama también sostenimiento preventivo, así en las tales como la rampa, by pass, se utilizan pernos, pernos+malla, pernos+malla+shotcrete o cimbras de acuerdo al tipo de roca que se presente predominando el uso de pernos+malla a lo largo de estas labores.

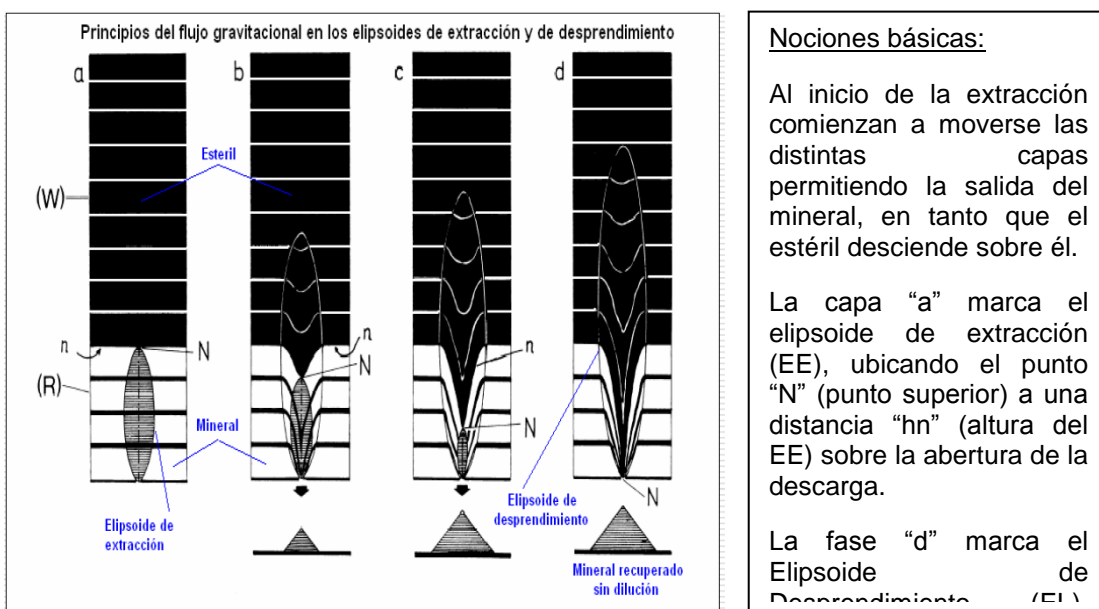
El segundo, proporcionar soporte para mantener adecuadas condiciones de estabilidad en los draw points y garantizar así una operación óptima durante los procesos de perforación, carguio (puesto que se acumulan taladros durante la perforación y se va disparando de acuerdo a las necesidades) y extracción de mineral, aquí se usa pernos+malla+shotcrete y cimbras en las zonas criticas o de baja calidad del macizo rocoso.



8.4 Análisis técnico del Método.

Dejando un poco al lado las características geológicas y geomecánicas del yacimiento nos vamos a abocar a explicar y mostrar detalles operacionales y geométricos que se consideran para poder aplicar el método del Sub level caving.

Un factor importante en la recuperación y control de dilución de este método de minado es la forma de extracción y secuencias que se pueda dar al minado.

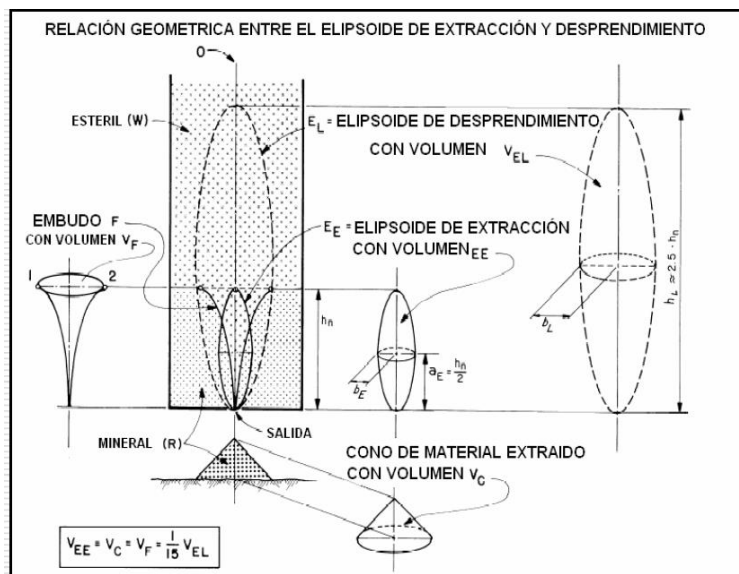


Nociones básicas:

Al inicio de la extracción comienzan a moverse las distintas capas permitiendo la salida del mineral, en tanto que el estéril desciende sobre él.

La capa "a" marca el elipsoide de extracción (EE), ubicando el punto "N" (punto superior) a una distancia "hn" (altura del EE) sobre la abertura de la descarga.

La fase "d" marca el Elipsoide de Desprendimiento (EL)



Al terminar de salir el mineral y luego empieza a salir el estéril, se ha acumulado una cantidad de mineral, igual al volumen encerrado por el elipsoide mostrado en la figura antes de descender el mineral. A este elipsoide se le llama “Elipsoide de Extracción” (EE), donde:

- h_n : Altura del EE
- W_t : Ancho máximo del EE
- V_c : Volumen del Mineral extraído
- V_{EE} : Volumen del mineral extraído
- V_{EL} : Volumen del EL (Elipsoide de desprendimiento)
- h_L : Altura del EL
- V_F : Volumen del embudo de salida

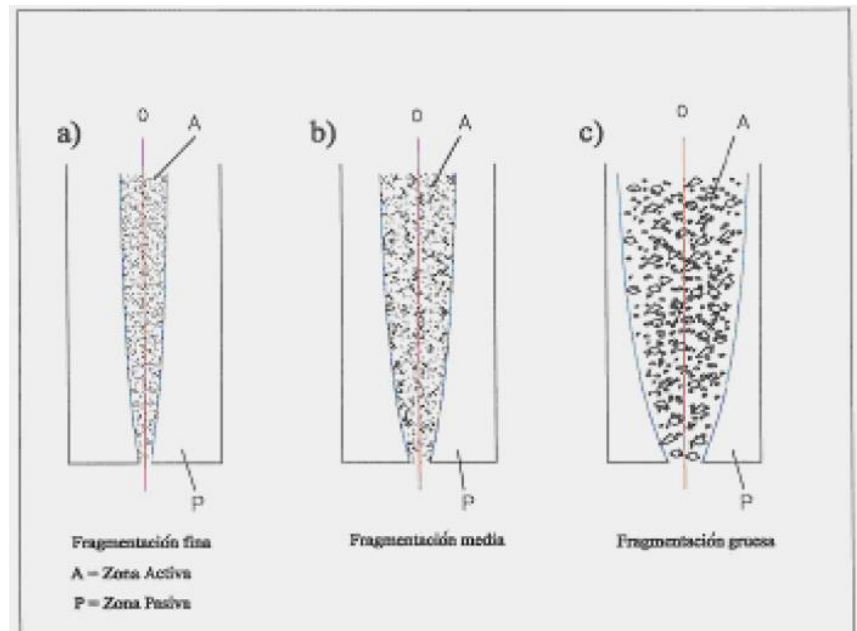
El diámetro medio del embudo de salida de los puntos 1 y 2 es igual a la sección horizontal del EL a la altura del plano “n”.

Se define el EE como aquel volumen que es extraído sin llegar a ser contaminado. Este EE está contenido dentro del EL.

En el EE todas las partículas que se encuentran en su manto, tienen la misma velocidad.

Las dimensiones del EE determinan la geometría y disposición de los puntos de extracción: Drawpoint (DP).

8.5 Comportamiento del Flujo Gravitacional.



El flujo gravitacional de partículas tiene relación con velocidad de deslizamiento:

- Partículas más finas y redondeadas, fluyen más rápidamente.
- Partículas gruesas y angulosas, fluyen más lentamente.
- Partículas más finas forman elipsoides más esbeltos.
- Partículas más gruesas y angulares conforman elipsoides más anchos.

Si existe en la parte superior partículas gruesas y angulosas y en su parte inferior fina y redondeada, entonces, la parte inferior fluirá más rápidamente que en la parte superior y viceversa.

En el siguiente cuadro se puede muestra la influencia que tiene la granulometría en una zona de contacto entre Mineral y Desmonte.

Es muy importante la relación que se le da a nuestro minado en Tinyag, el cual nos dice que la granulometría de nuestro mineral, por la disposición física que tiene respecto al relleno de desmonte, debe ser de un grano fino o menor al del relleno para una buena fluidez y una menor dilución en la extracción.

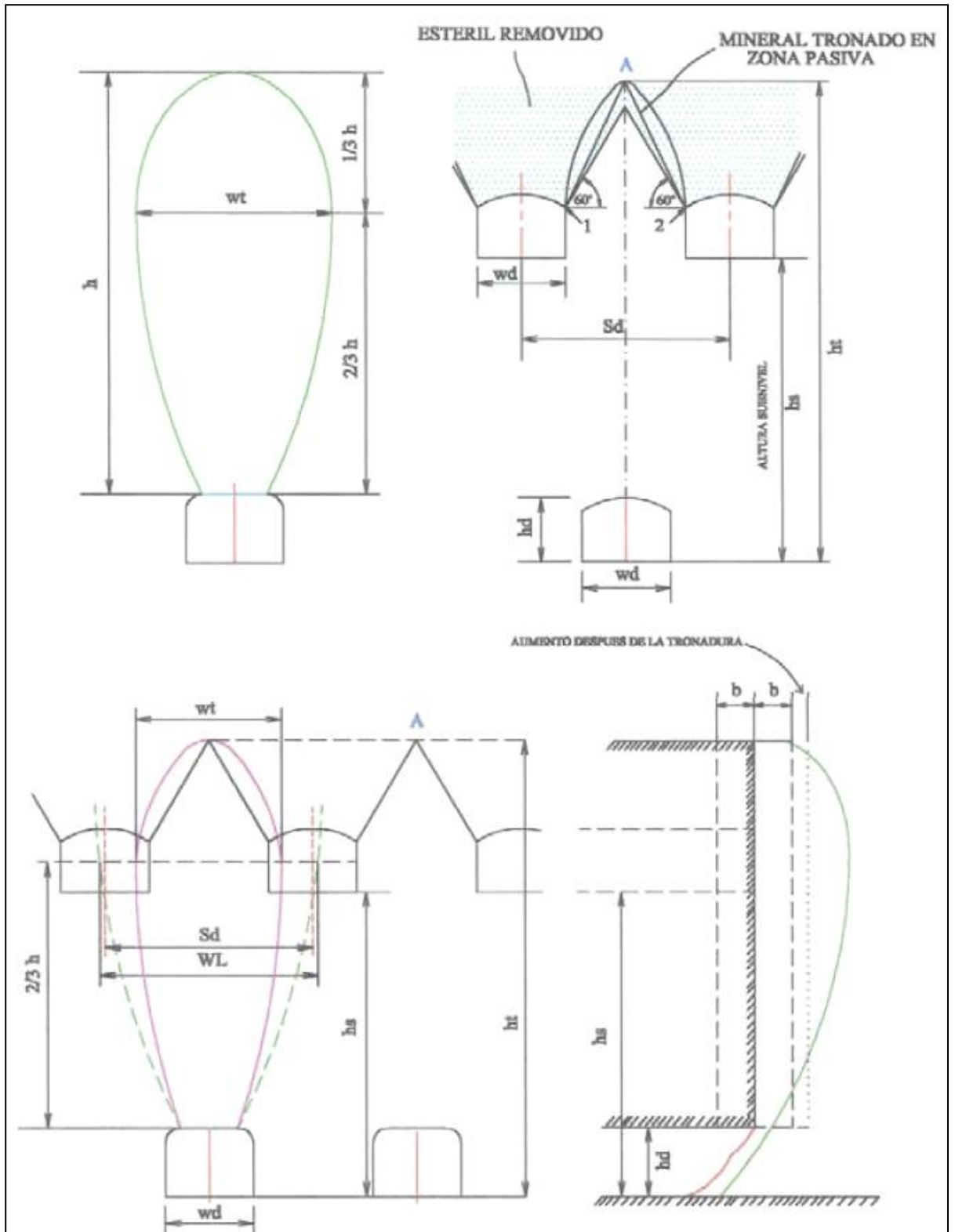
<p>Contacto horizontal en superficie</p>						
<p>Contacto inclinado en superficie</p>						
<p>Efecto en la mezcla</p>	<p>Mineral en Desmonte Pérdida de mineral</p>	<p>Practicamente no hay mezcla</p>	<p>Desmonte en mineral</p>	<p>Practicamente no hay mezcla</p>	<p>Nada o poca mezcla</p>	<p>Nada o poca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

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

Mineral

Desmonte

8.5 Características Geométricas en el Método.



- Sd : Espaciamiento Horizontal entre galerías (Drawpoints)
 h : Altura de extracción sobre el techo de la galería
 hs : Espaciamiento vertical entre Subniveles
 ht: Altura total de extracción
 hd : Altura de las galerías de producción
 Wt : Ancho máximo del Elipsoide de Extracción (EE)
 Wd : Ancho de las galerías de producción
 WL : Ancho del elipsoide de desprendimiento en la sección horizontal en que el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo
 W' : Ancho teórico del elipsoide de extracción para una apertura mínima de extracción en el techo del Drawpoint.
 A : Es el ancho efectivo de extracción (m) dependiendo de la forma del techo de la galería.
 b : Ancho de la fila volda (burden)
 dt: Espesor del elipsoide de extracción
 ft : Factor de forma del radio de curvatura del techo de la galería.

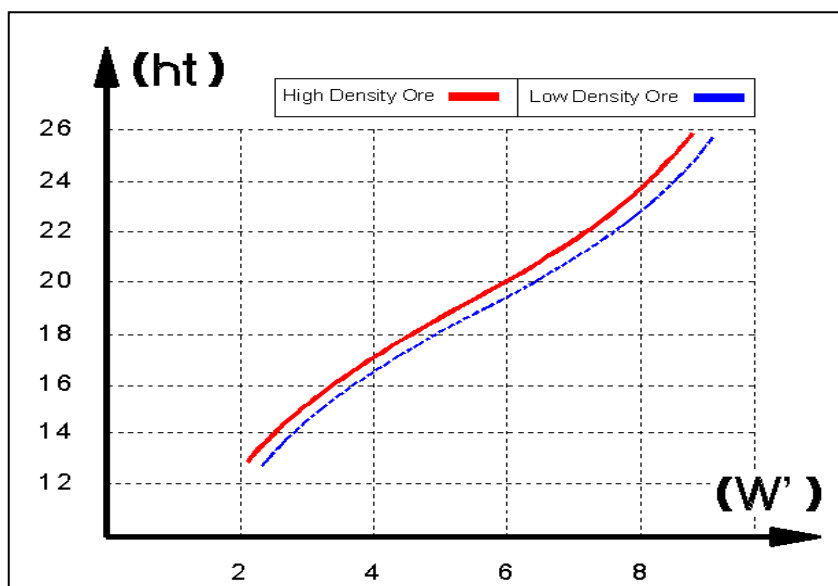
Consideraciones:

El ancho del elipsoide de desprendimiento en este nivel indica el espaciamiento horizontal aproximado de las galerías (Sd)

El ancho total del elipsoide de extracción Wt es un 60 a 65% del ancho del elipsoide de desprendimiento, en el nivel donde el elipsoide de extracción tiene su máximo ancho Wt.

En la dirección vertical, las galerías deberían estar localizadas en zonas donde el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo Wt. Esto ocurre alrededor de $2/3 h$.

Fórmulas:

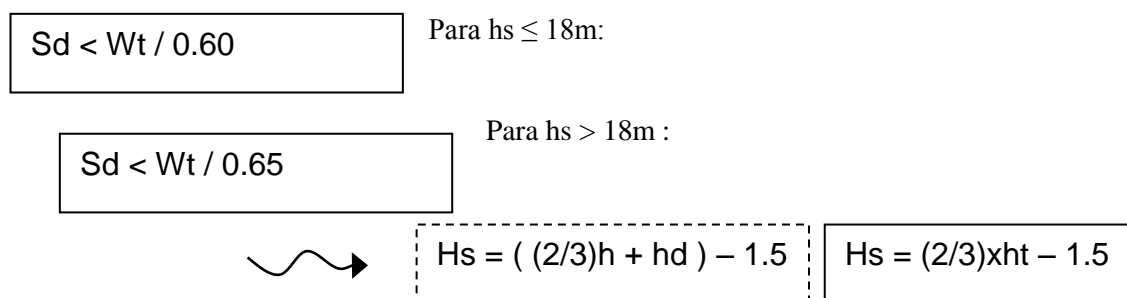


$$W' = f(ht) \text{ Curva Teórica}$$

$$Wt = W' + a - 1,8$$

$$a = Wd \times ft$$

$$dt < Wt / 2$$



En el caso de Iscaycruz tenemos para una sección de 3.5m x 3.5m:

$h_d = 3.5m$, $W_d = 3.5m$, $h_s = 15m$, $S_d = 11.5m$, $h_d = 3.5m$, $W_d = 3.5$, $h = 19.5m$, $h_t = 23m$,
 $w' = 7.68m$,
 $S_d < W_t / 0.6 \rightarrow 6.9 < W_t$

8.7 Flujo Gravitacional.

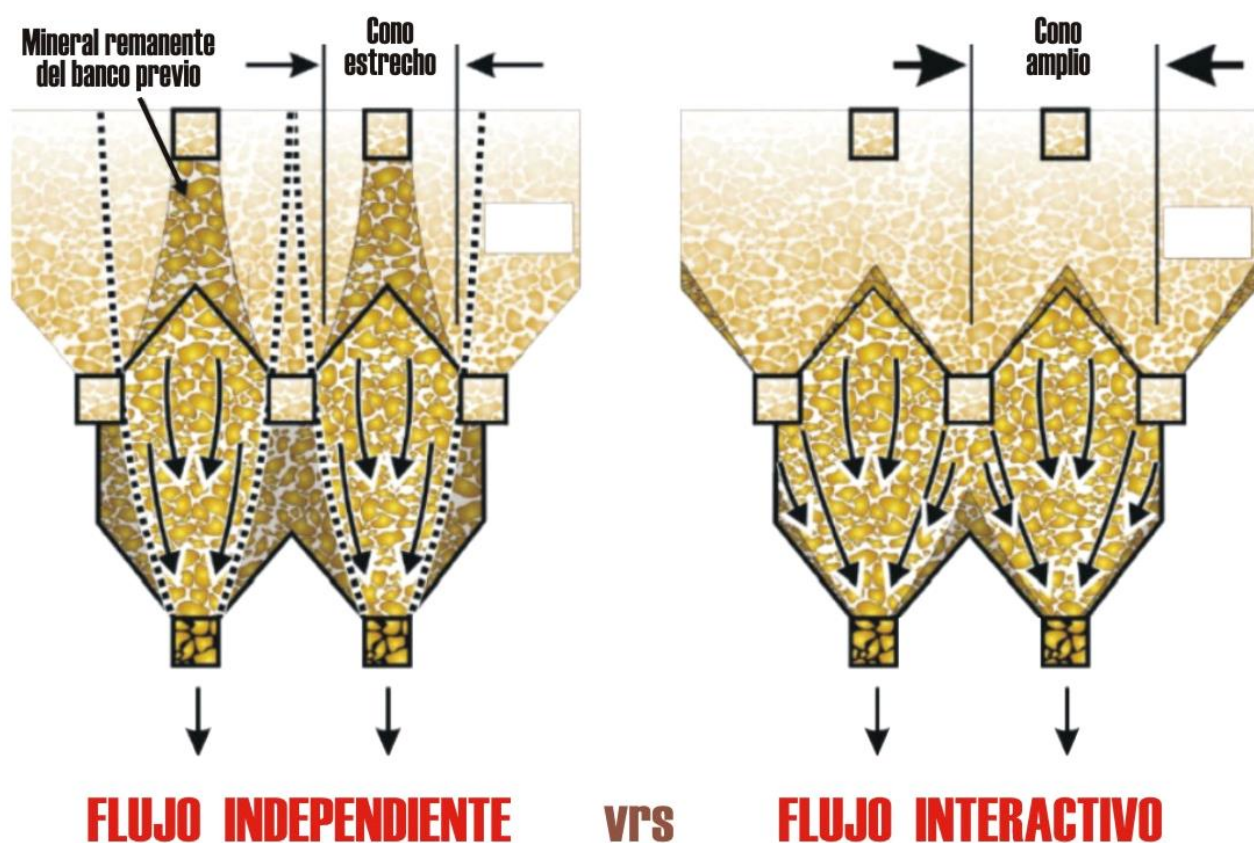
De lo anteriormente visto cabe señalar para el caso de Tinyag que para estas características es que la mina se inició con una grilla de perforación definida por los requerimientos de diseño del método.

Los valores mostrados para el caso de la mina Tinyag en algunos casos solo se asemejan a la realidad puesto que las distancias entre niveles no es exacta en su totalidad y esto se puede apreciar en las mallas de perforación en donde se pueden ver las bases de algunas grillas un poco elevadas por encima del techo de la labor.

Esto es debido a que las grillas diseñadas para toda la mina están amarradas simétricamente y es por eso que las labores se diseñan en esas posiciones geométricas.

Otro punto importante es el trabajo con la recuperación de la parte superior de las grillas, también el trabajo con el ancho del EE para una mayor recuperación.

Según estudios ya realizados para este método se ha visto que la extracción “Flujo interactivo” es mucho más óptimo para la recuperación que la extracción “Flujo Independiente”.



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.

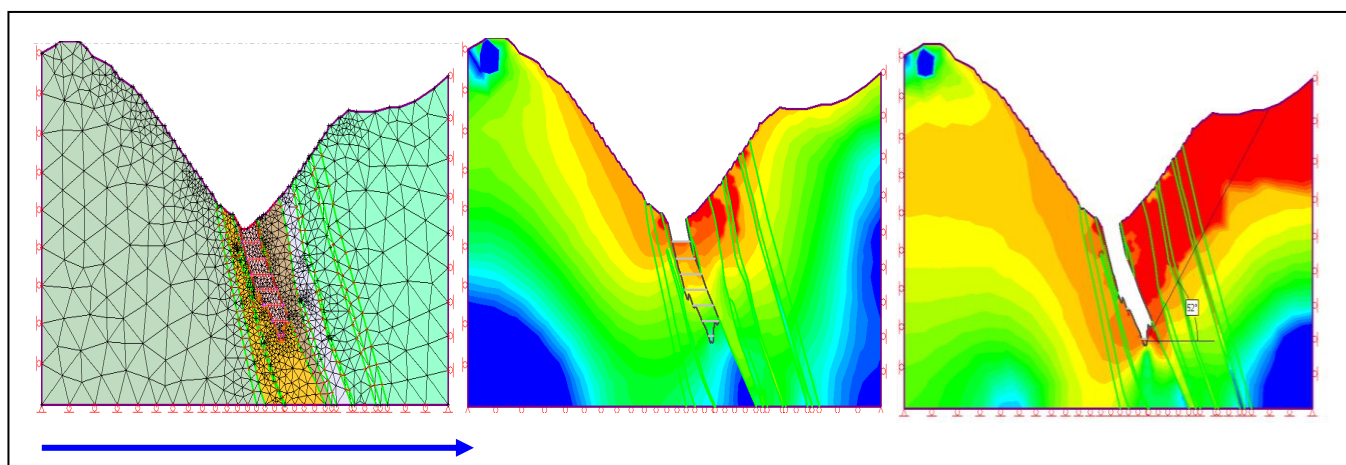
El flujo interactivo está asociado a varios factores, dentro de los cuales tiene primera importancia las técnicas de perforación y voladura. Estas, por un lado condicionarán el aflojamiento del mineral y la compactación del desmonte en el área de hundimiento, por otro lado, la fragmentación diferencial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

8.8 Subsistencia.

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

El “cráter de la subsistencia” está definido por dos ángulos: uno determinado por la inclinación de las paredes del mismo, o denominado también “ángulo de desplome”; y el otro, que define la zona límite del efecto de la subsistencia, o denominado también “ángulo de fracturamiento” de 65° y 50° respectivamente.

Un factor importante para controlar la subsistencia en la superficie es rellenar por superficie la zona de influencia del minado, evitando con esto el desplome de las cajas encajonates, en el caso de la mina tinyag se relleno con el material saliente del Open Pit Rosita.



Malla de elementos finitos del modelamiento efectuado, que incluye las características geométricas del terreno en superficie (topografía), contornos de la mineralización, etapas del método de minado por SLC y definición de los diferentes tipos de masas rocosas involucradas.

En el último corte SLC, de acuerdo al plan de minado. Esta es la situación más crítica de la inestabilidad del talud Este (caja techo). El ángulo de esta inestabilidad es aproximadamente 52° , que correspondería al ángulo de fracturamiento. En el caso del talud Oeste (caja piso), la perturbación es menor que la caja techo, sin embargo, se puede observar también un grado de inestabilidad, definido por los valores del factor de seguridad menores que la unidad (1.0) (Colores próximos al rojo)

Las mayores deformaciones ocurren en la caja techo, como consecuencia del espacio vacío generado por la extracción del mineral. Las deformaciones varían de acuerdo al nivel de la extracción del mineral. Del modelamiento en maqueta se obtuvieron los siguientes resultados:

El ángulo de agrietamiento para la caja techo puede estar entre 45° a 52° y el ángulo de desplome entre 52° y 72° .

Para la caja techo, 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.

8.9 Análisis de pérdidas en la Recuperación y pérdidas por Dilución.

Retomando las características de diseño:

Longitud máxima de taladro de perforación de la grilla = 21.50 m

Distancia entre Draw points (DS) = 11.5m

Hs = 15m

Ht = 23m

W' = 7.68m

Wt > 6.90m

Sección = 3.5m x 3.5m:

En la práctica de nuestro método se han dado casos de mineral que no ha caído con el disparo quedando puentes en la parte superior de las filas minadas. Según levantamientos de algunos taladros, en algunas ocasiones se han encontrado taladros desviados, llegando a la parte superior de la grilla con un espaciamiento mayor a los 2.50 m. siendo el espaciamiento ideal para una granulometría idónea, 1.80 m. Esto significa tener tiros congelados y por ende mineral in situ luego del disparo.

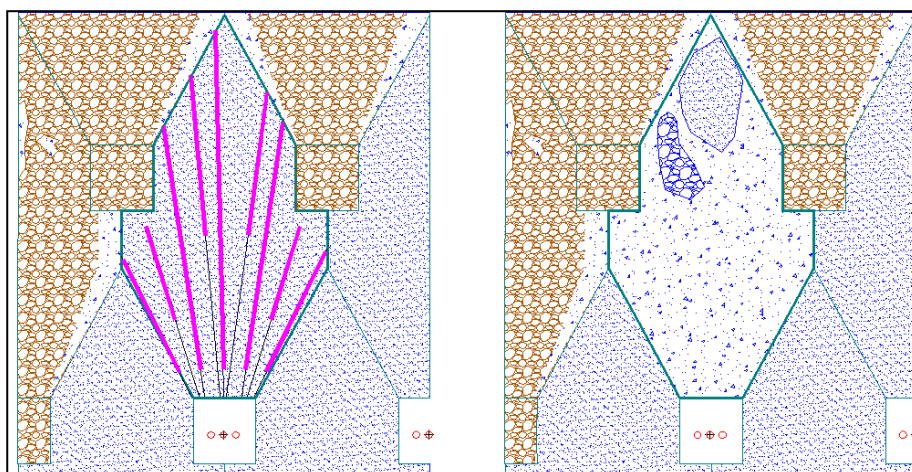
Esto permitía tener una cavidad abierta luego de la extracción, siendo ello un riesgo para el equipo de limpieza.

Si bien se han encontrado métodos para bajar esos puentes de mineral, como por ejemplo proyectar taladros a dicho puente entre la cara libre expuesta y la

fila subsiguiente a minar, o perforar desde los Drawpoints adyacentes direccionando los taladros hacia el puente; esto no significaba una recuperación total del mineral “bajado” puesto que al caer, este lo hacía conjuntamente con el relleno proveniente de arriba, quedando prácticamente tapado.

Otro caso es la granulometría final lograda en la parte superior de la grilla, debido a la altura de 19m a 21m es que no se obtiene un buen repase de los taladros y por ende un buen confinamiento de carga, esto acompañado a las probables desviaciones, logran una granulometría grande comparada a la granulometría del desmonte o relleno y en ocasiones debido al congelamiento de la carga el mineral apenas es fracturado, quedando prácticamente intacto. El otro factor es que al ser las partículas del relleno menor, estos tienen mayor facilidad de bajar y mezclarse con el mineral de la grilla y por ende al final de la extracción queda mineral encapsulado dentro de la cavidad volada invadida por el relleno.

Se trató de minimizar el problema utilizando tubos de PVC de 2”, sin embargo no resultó debido a que los tubos se rompían por efecto de las grandes presiones en la labor. Sin embargo no se ha descartado el uso de estos tubos pero de otras características físicas.



En el caso de las ultimas filas que llegan al contacto de la caja piso, la extracción se realiza disparando todas estas filas en simultaneo y haciendo salir la carga por una boca en la parte inferior del sólido que forma el mineral de estas ultimas filas, esta boca dicho sea de paso tiene una sección de 2.20m x 2.20m aproximadamente, como si pasasen por un embudo. El detalle aquí es que este mineral roto tiene como cajas, el relleno o desmote que ocupa las filas ya minadas, el cual forma un ángulo con la pared in situ de 73 grados, y por otro lado la caja piso de la labor, que generalmente está conformada por material de Zinc-Cobre, el cual representa un potencial de dilución del mineral a minar.

El equipo utilizado generalmente para la perforación de los tajos en Tinyag era el Raptor y por las características geométricas y de posicionamiento que este presenta se hace difícil acceder a la fila próxima a disparar para el repase de los taladros, debido al ángulo de reposo del talud del desmote de la fila anterior disparada el cual tiene un ángulo de reposo de 45° grados.

Este material Zinc-Cobre en la caja piso conjuntamente con el relleno llegan en un momento de la extracción a entrapar al mineral que se extrae, contaminándolo y haciendo inútil su extracción.

8.10 Comparación con la Mina Rosaura.

Como se podrá apreciar en las figuras, en Rosaura la altura total del elipsoide es de 31.00m con una longitud máxima de grilla de aproximadamente 28.00m, pero la longitud efectiva máxima de su taladro de perforación es de **17 m**.

Una de las razones principales de su buena recuperación es que debido a la longitud efectiva de su perforación, los problemas de desviación y repase incompleto son mucho menores a los de Tinyag.

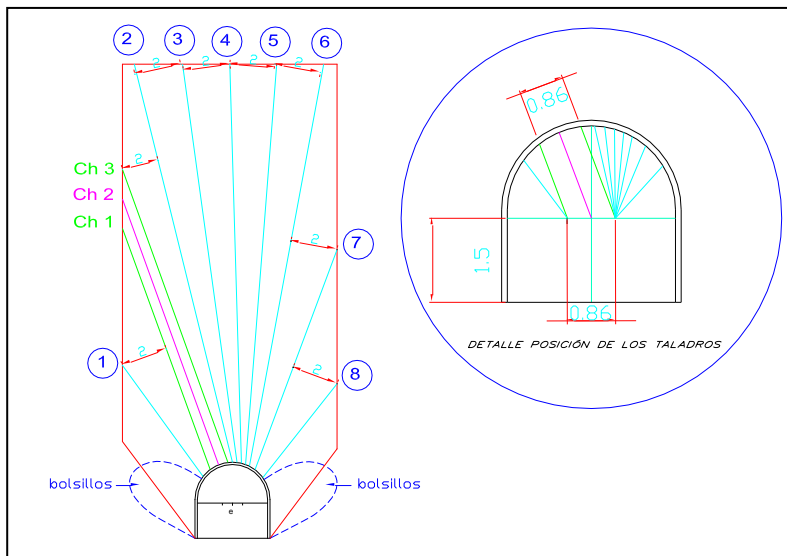
El mineral de la parte superior de la grilla ya es recuperada a través de la perforación y extracción por los bolsillos. Y debido a estos mismos es que se logra un elipsoide mayor en ancho, consiguiéndose de esta forma una mayor recuperación del mineral volado.

En Iscayccruz, la longitud máxima de perforación en una grilla es de 21.50 m aproximadamente.

Es imperioso para nosotros lograr bajar el mineral de la parte mas alta en forma continua con el resto del mineral minado de la grilla, de lo contrario el dejar puentes significa tener que bajarlos luego y permitir involuntariamente que sea enterrado por el relleno que cae inmediatamente después de bajar el mineral.



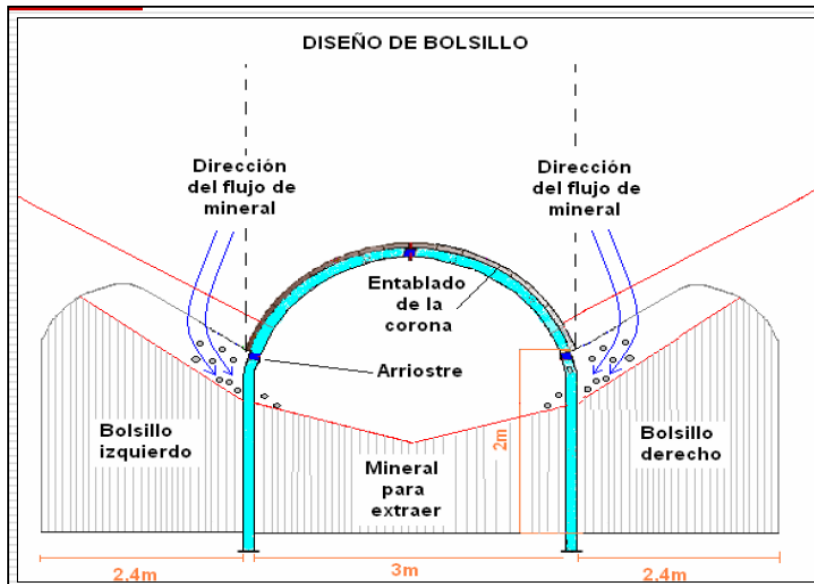
“El uso de los bolsillos como puede apreciarse aumenta el ancho del elipsoide de extracción, permitiendo una mayor recuperación; y además se logra que el mineral en la parte superior se desplace hacia abajo en forma casi homogénea y esto acompañado de una granulometría adecuada del mineral respecto al relleno impide una rápida dilución del mineral.
Recordemos que el material fino fluye más rápido que el material grueso”



RESULTADOS DE LA PRUEBA DE MAQUETA

Wt = Ancho del elipsoide de extracción	= 8 m.
Sd = Separación de dp a dp	= 11 m.
Hs = Altura del sub nivel	= 20.6 m.
Ht = Altura total del elipsoide	= 31 m.
Wd = Ancho de labor	= 3.0 m.

Bolsillos en el minado de una fila



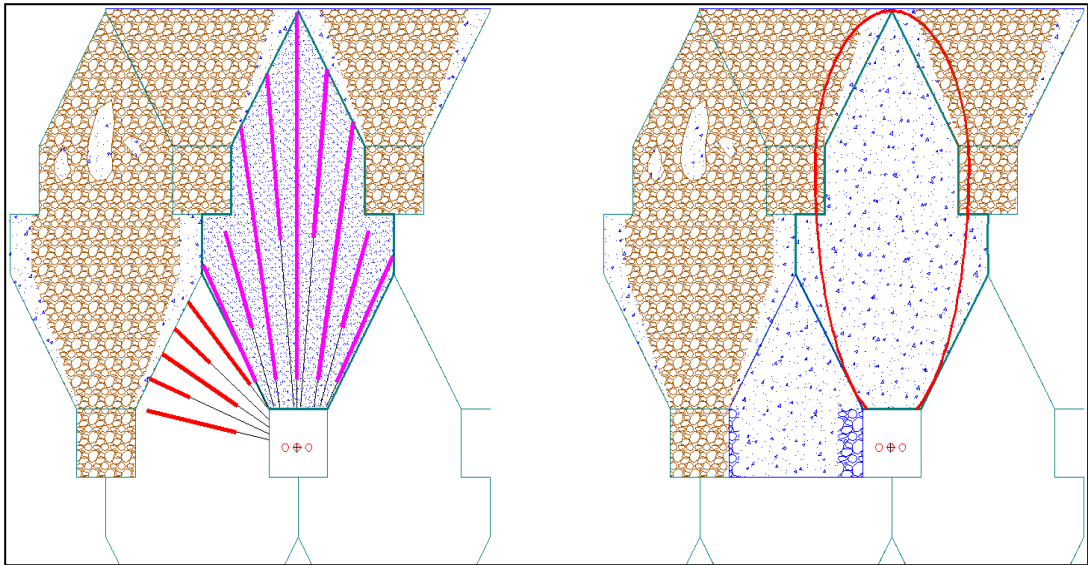
1. Los bolsillos ayudan como cara libre, recuperándose lateralmente y aumentando el ancho del elipsoide de extracción.
2. Retira el soporte natural de roca en la columna mineralizada a romper.

8.11 Alternativa de modificación del Método.

En nuestro método no contemplamos el uso extensivo de cimbras en el Drawpoint, motivo por el cual no es aplicable el uso de bolsillos.

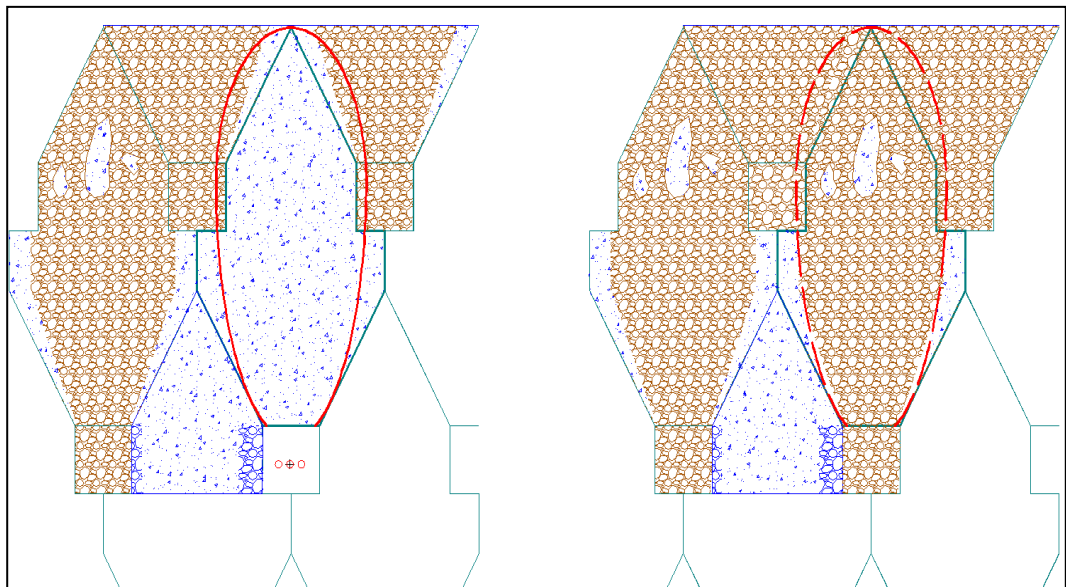
Sin embargo es posible obtener una buena trituración del mineral de la parte superior de la grilla que se vaya a minar por la parte inferior y que llega lateralmente al nivel superior actual de perforación.

Esto puede lograrse perforando en forma lateral esta parte superior de la grilla inferior aledaña, siempre en dirección del tajo relleno adyacente (en el mismo nivel), no se puede perforar hacia el otro lado porque podría perjudicar el hastial del drawpoint abierto.



Trabajando con una distribución adecuada de carga se puede conseguir una granulometría fina que impida o frene en gran medida la penetración del desmante o relleno que hay encima, ya que este relleno tiene una granulometría mayor.

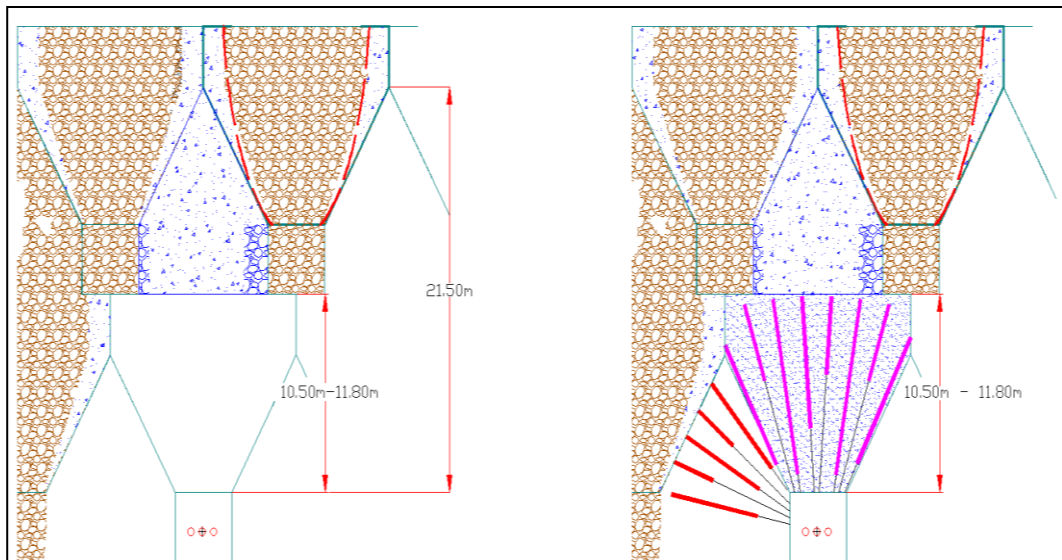
Esta carga no se recuperará con la extracción del tajo minado en ese momento, estará confinado por arriba con el relleno y por debajo con el mineral in situ de la grilla inferior.



La ventaja de este método es:

Primero el tener el mineral de la parte superior de la grilla minada, se eliminan los problemas que actualmente se tienen de repase de taladros, confinamiento de carga y mineral encapsulado.

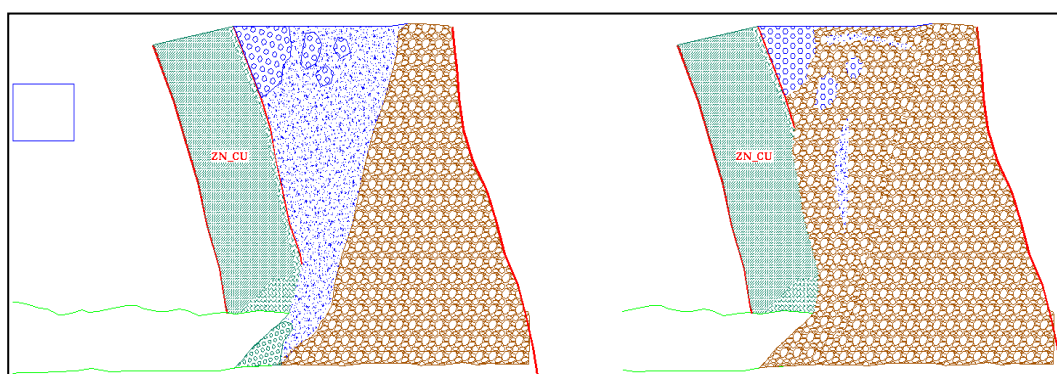
Segundo la perforación efectiva disminuye de una longitud máxima de 21.50 m a una longitud máxima promedio de 11.80 m. Esto a su vez permitirá poder acumular taladros (filas perforadas) pues el repase sería menor en longitud



teniendo así una mayor disponibilidad de equipo al no estar restringidos a la exigencia del método tradicional en donde se perfora la fila y la siguiente fila se perfora una vez extraído el mineral. Adicionalmente se puede emplear para tal fin el uso de tubos en los taladros perforados.

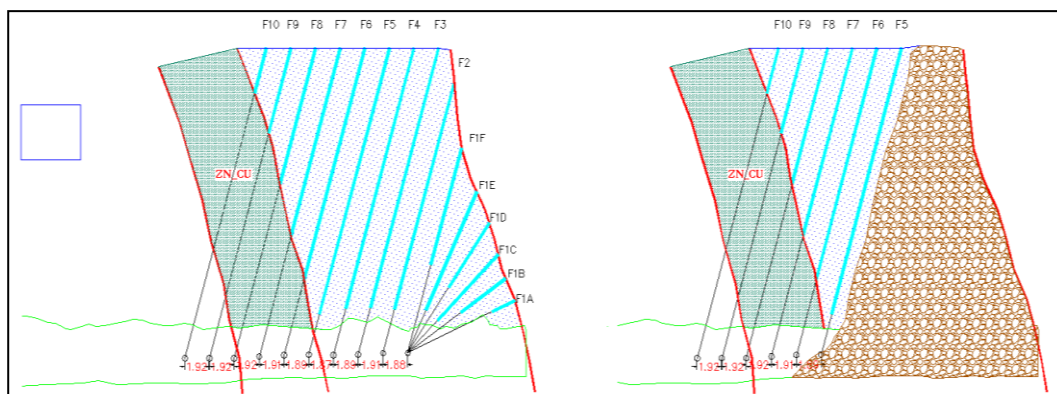
Para el problema de las ultimas filas que forman una cuña con el contacto de la caja piso se han estudiado alternativas en el diseño de la malla de perforación con miras a una mejor extracción del cono minado a través de una abertura o

boca redimensionada, así como una mejor recuperación de este mineral como Zinc y no dejar un volumen considerado para que este se extraiga como zinc-cobre, como se ha contemplado también como posibilidad dentro del punto de vista de tratamiento futuro. A continuación se muestra cómo es actualmente.



a. Contactos Zinc y Zinc-Cu

b. Cono por Minar



c. Extracción de Cono por Boca

d. Dilución por Zinc-Cu y Relleno;
Mineral no Recuperado

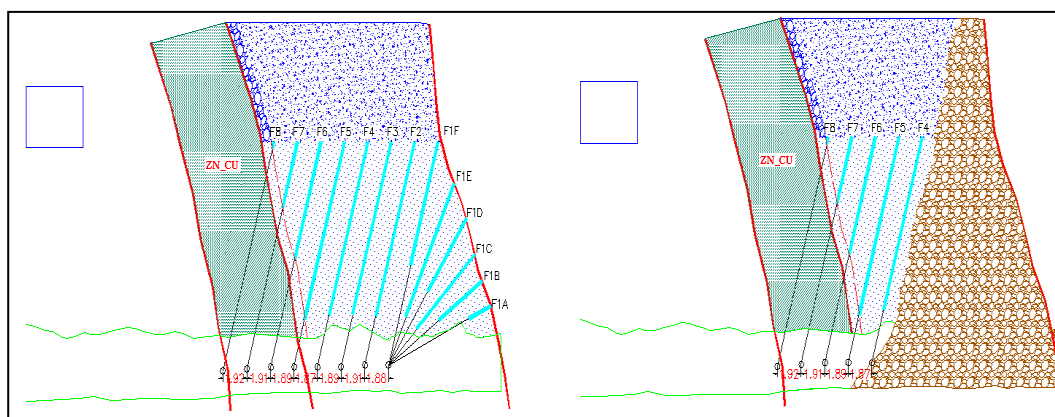
El problema actual en el cono radica en la recuperación de la parte superior de la grilla, actualmente tenemos problemas de mineral que se cuelga o no cae de esta zona, debido principalmente a las desviaciones de taladros, los repases ineficientes por la calidad y la presión de la roca y/o el confinamiento no eficiente de la carga.

Generalmente queda atrapado parte del mineral del cono pegado al contacto en la parte superior.

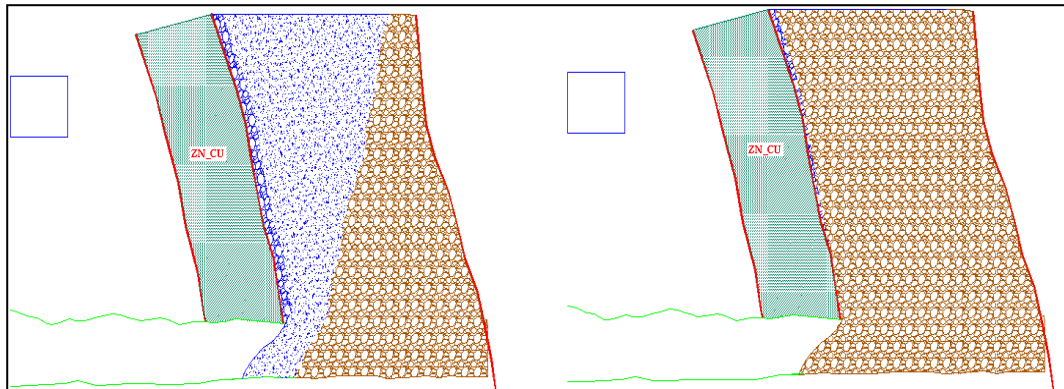
El mineral que logra bajar se llega a contaminar con parte del Zinc-Cu que se desprende en el límite con el contacto y cuando la “boca” de extracción del cono es pequeña, el relleno o desmante empieza a descender mucho antes de que el mineral sea recuperado en su totalidad.

Para la mejora de la recuperación de este cono de mineral se plantea como alternativa el correr este cono en dirección de las filas, de este modo se dejaría una capa de zinc en el contacto con el Zinc-Cu, con la finalidad de recuperar la mayor cantidad posible del Zinc minado. De otra forma se tendrá que revisar la posibilidad de extraer gran parte de este cono como mineral Zinc-Cu para su posterior análisis.

Si optamos por dicha alternativa y además aplicamos la perforación en abanico de la punta de la grilla aledaña al tajo minado como se está planteando, tendremos como otro escenario el que se muestra en los cortes transversales siguientes:



- a. Mineral parte superior de Grilla removido. No hay mineral banqueado colgado o atrapado.
- b. Puente corto para la perforación y repase de taladros. Escudo para la zona Zinc-Cu.



c. Boca de cono dentro del mineral.
Notoria disminución de dilución
con la zona de Zinc-Cu.

d. Mayor recuperación esperada.

IX.**CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.**

- El método del Sub Level Caving Transversal y Longitudinal son buenas alternativas de minado para estructuras que presenten condiciones morfológicas (buzamiento y potencia) y geotecnia tales como el cuerpo Tinyag.
- En el cuerpo Tinyag se pueden aplicar ambas variantes del método Transversal y Longitudinal pues tiene las condiciones geométricas para adecuarse a cualquiera de ellas, se optó por la forma Transversal debido a la versatilidad del minado para la obtención del tonelaje necesario en planta concentradora.
- El bajo costo de producción que presenta el método debido a la ausencia de relleno en el minado es una gran ventaja que nos otorga el Sub Level Caving, para hacer factibles proyectos mineros.
- Se demuestra en esta tesis, que en la minería peruana se pueden aplicar métodos de explotación subterráneos masivos que produzcan altos tonelajes, bajos costos y hacer un negocio minero más competitivo.
- El relleno de la cavidad generada en superficie es una buena alternativa para poder controlar la subsidencia generada por el minado y por ende la inestabilidad del área circundante cuando hay la necesidad de controlar la zona circundante al área de minado (presencia de poblados aledaños, obras civiles, relaveras, lagunas, etc.).

- La determinación del sostenimiento adecuado a las condiciones geomecánicas del yacimiento (mineral/desmante) es primordial para el minado sin problemas de seguridad y retrasos de proceso productivo.
- Mejorar control en la extracción de modo que se realice en forma simultánea entre dos tajos adyacentes, (flujo interactivo), en producción con el fin de que se amplíe el elipsoide de extracción como se mencionó al inicio.
- Se continuara con los análisis granulométricos, con el fin de reconocer a lo largo del cuerpo las características de la fragmentación del desmante y mineral, y con estos indicadores optimizar el minado.
- Si no se define correctamente en área a ser influenciada por la subsidencia producto del minado (ángulos de desplome, fracturamiento), puede ocasionar grandes problemas en superficie y afectar obras civiles circundantes a la labor minera (represas, campamentos, poblaciones, etc.). una alternativa de control es el relleno de las cavidades generadas.
- La dilución y recuperación son factores determinantes en este tipo de minado, pues si no son controladas correctamente pueden hacer que la operación sea anti-económica.

X.**BIBLIOGRAFIA.**

Hartman, Howard L. 1992, SME Mining Engineering Handbook.

Hustrulid, William A. 2001, Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies.

Thomas, L.J. 1979. An introduction to mining. Methuen, Sidney.

Brady, B.H.G. y Brown, E.T. 1992. Rock mechanics: for underground mining.

Córdova, D. 2004. Informe de asesoramiento geomecánico Mina Iscaycruz.

Golder Associates Perú S.A., 2006. Incremento de la infiltración en relación a la profundización del minado subterráneo de las Minas Rosita y Tinyag.

Anexo 1

INFORMACION LITOLOGICA Y GEOMECANICA



Foto 1: Cuarcita moderadamente fracturada.



Foto 2: Cuarcita muy fracturada.



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



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



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



Foto 6: Arenisca sacaroides con diseminación de pirita.



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



Foto 8: Pirita sacaroide, aspecto terroso, deleznable.



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



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



Foto 11: Mineral con horizontes de esfalerita masiva.



Foto 12: Skarn argilitizado y con magnetita.



Foto 13: Pirita masiva con roca lixiviada.



Foto 14: Lutita piritizada y lixiviada.

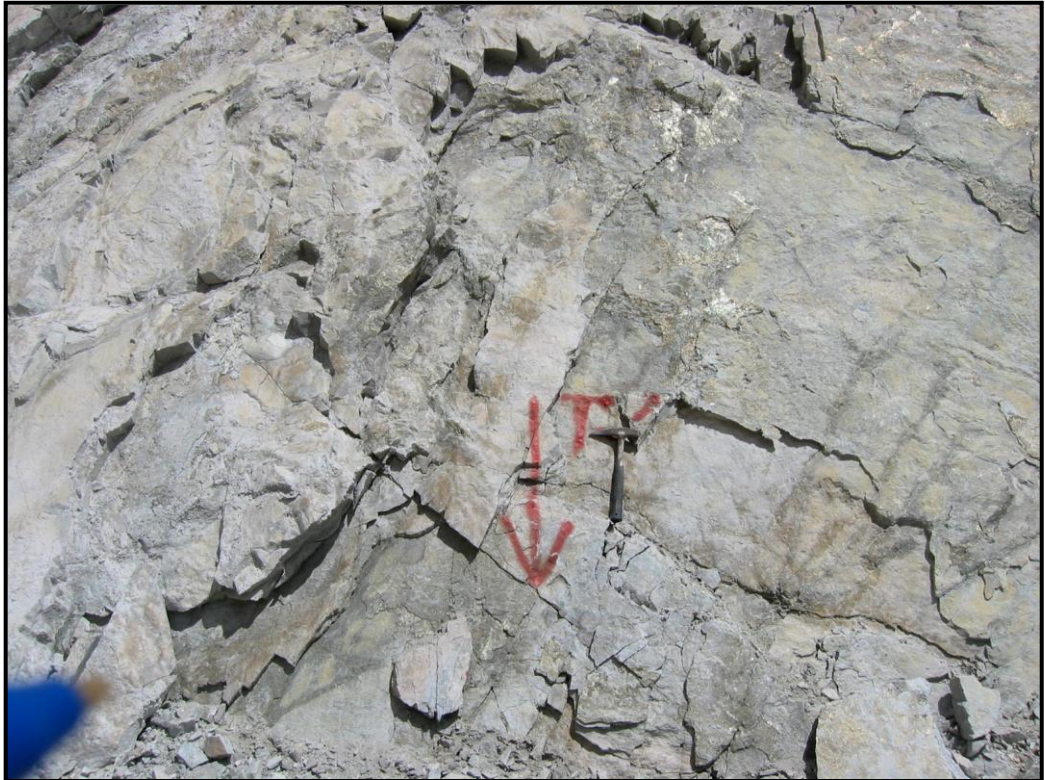


Foto 15: Lutitas dolomíticas.



Foto 16: Lutitas intercaladas con horizontes piritizados.

Anexo 2:

DIAGRAMAS ESTEREOGRAFICOS DE YACIMIENTO TINYAG

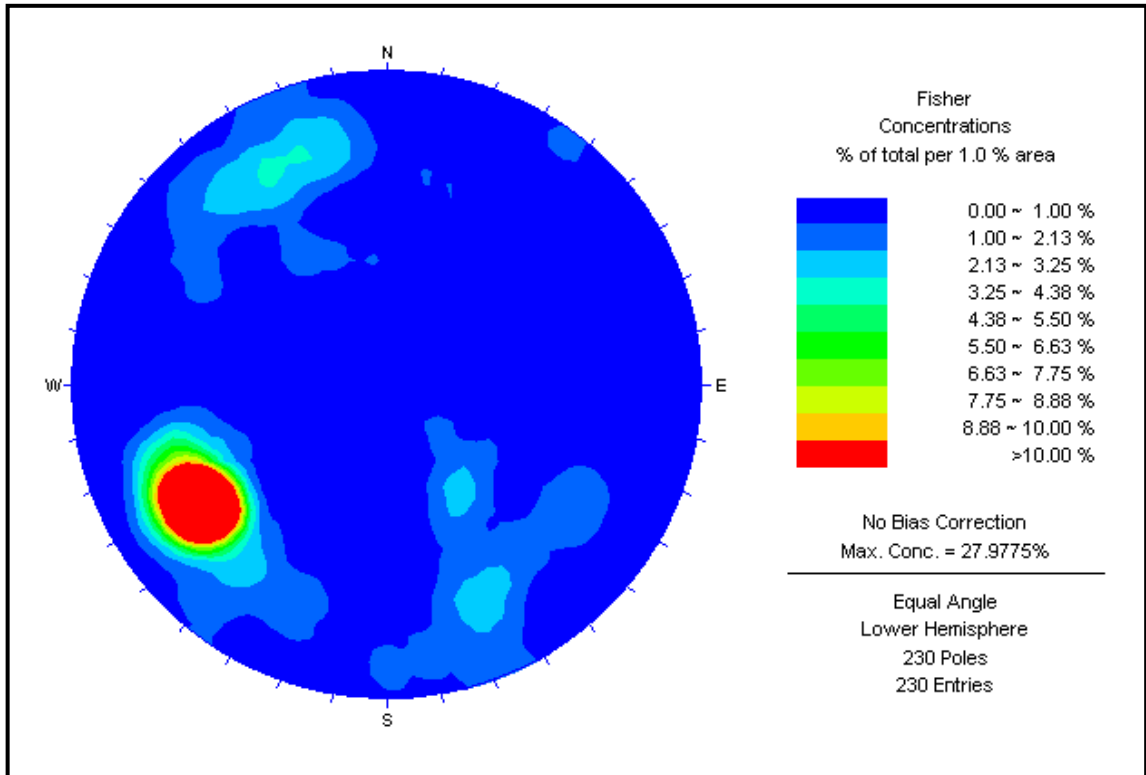


Figura 1: Diagrama estereográfico de contornos de la caja techo de Tinyag.

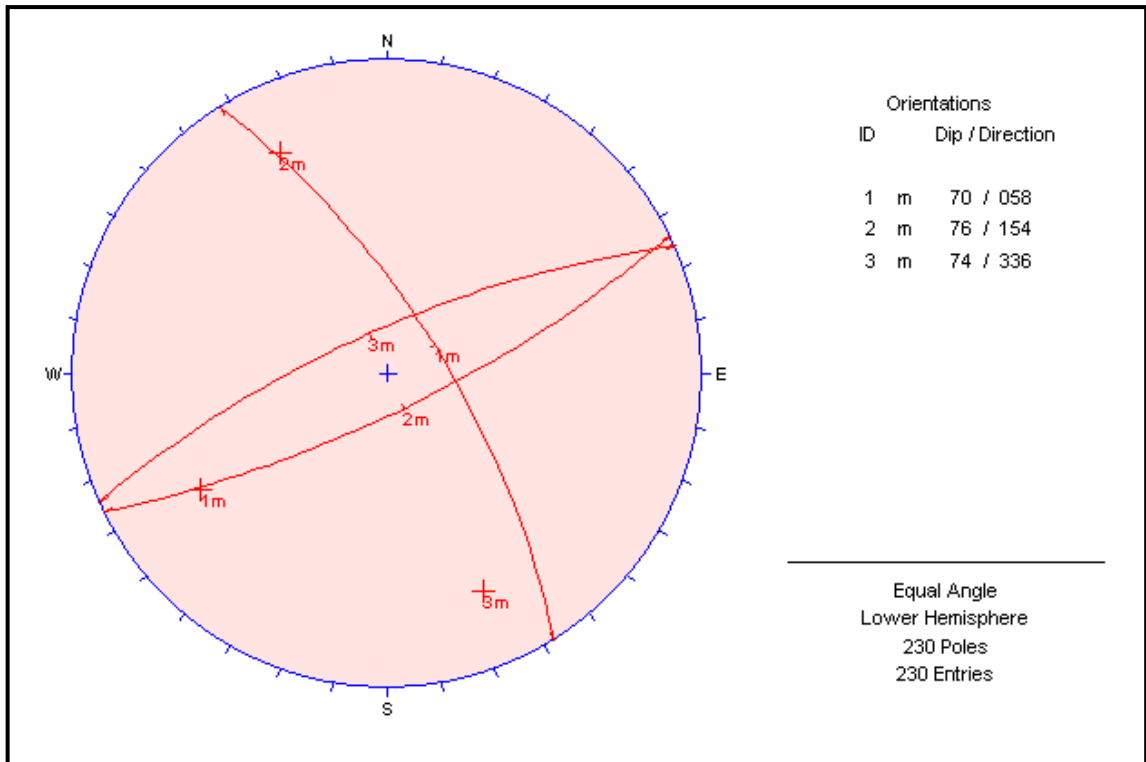


Figura 2: Diagrama estereográfico de círculos mayores de la caja techo de Tinyag.

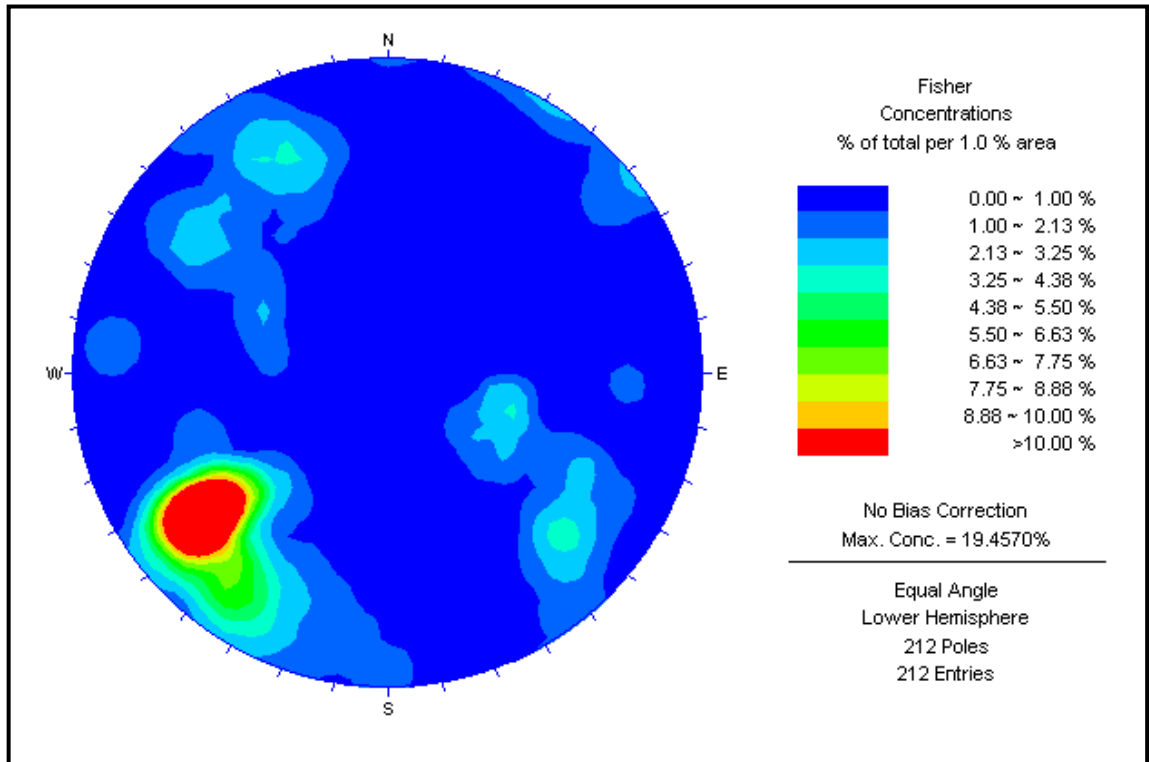


Figura 3: Diagrama estereográfico de contornos de la caja piso de Tinyag.

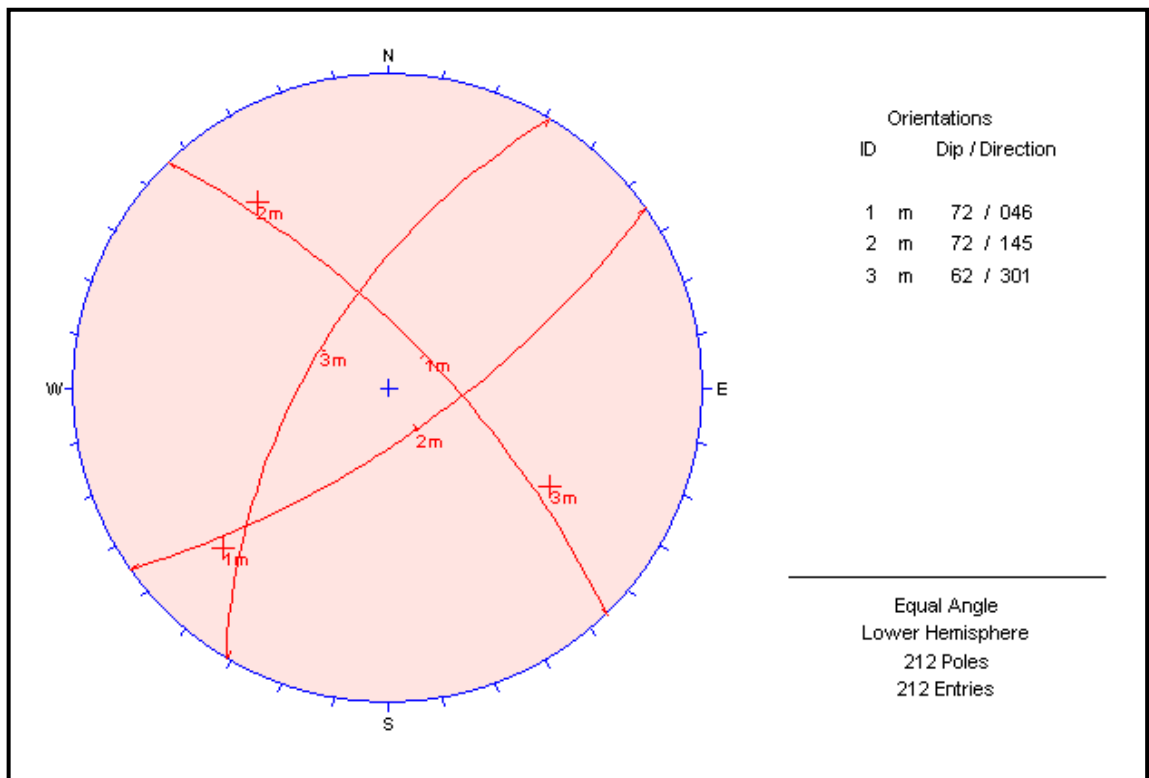


Figura 4: Diagrama estereográfico de círculos mayores de la caja piso de Tinyag.

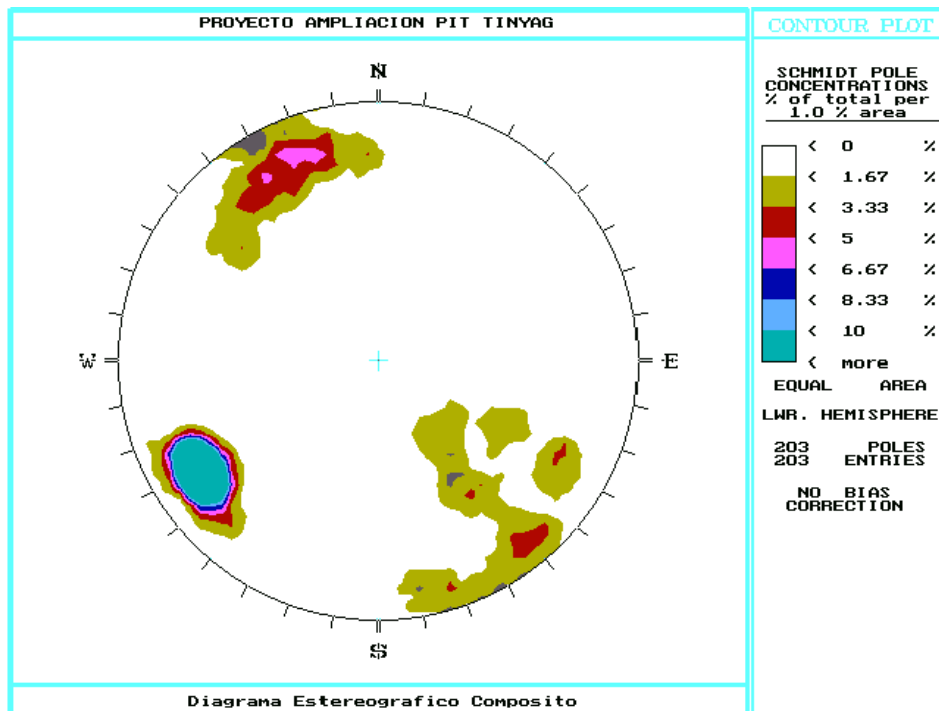


Figura 5: Diagrama estereográfico de contornos, compuesto de Tinyag.

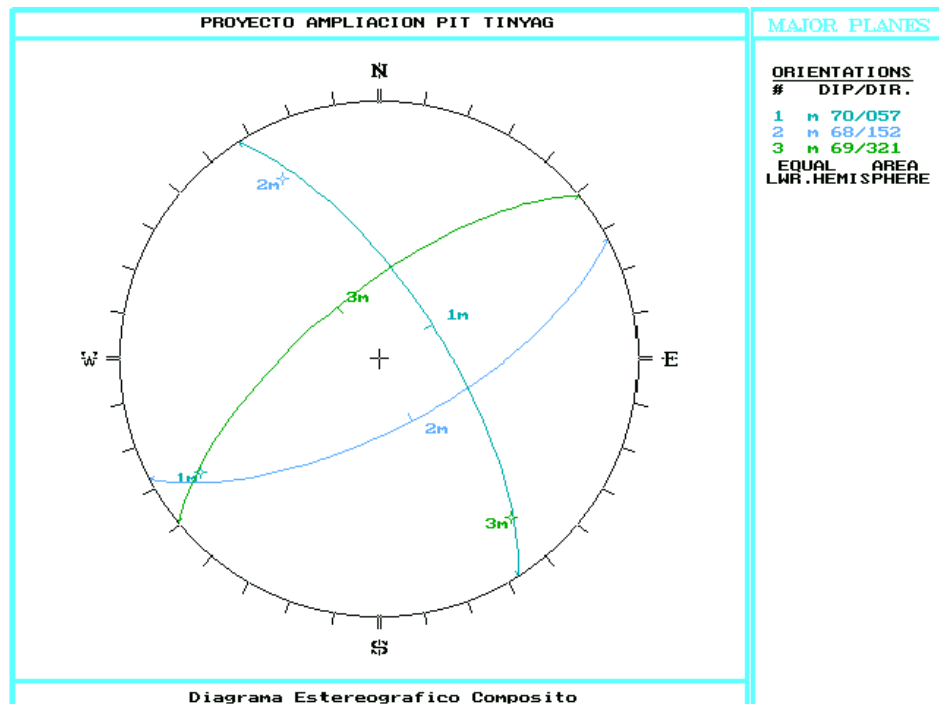


Figura 6: Diagrama estereográfico de círculos máximos, compuesto de Tinyag.

Anexo 3:

INFORME FINAL

**INCREMENTO DE LA INFILTRACIÓN EN RELACIÓN A
LA PROFUNDIZACIÓN DEL MINADO SUBTERRÁNEO
DE LAS MINAS ROSITA Y TINYAG
TABLA DE CONTENIDOS**

Carta de Envío

Tabla de Contenidos

SECCIÓN

1.0 INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

1.2 Metodología de trabajo

2.0 CARACTERÍSTICAS HIDROGEOLÓGICAS

2.1 Resultados de las Investigaciones Hidrogeológicas en la Mina Tinyag

2.2 Resultados de las Investigaciones Hidrogeológicas en la Mina Rosita

2.3 Precipitación

2.4 Geología

2.4.1 Formación Chimú

2.4.2 Formación Santa

2.4.3 Formación Carhuaz

2.5 Hidrogeología

3.0 ESTIMACIÓN DE LA INFILTRACIÓN

3.1 Metodología de Cálculo

3.2 Parámetros de Entrada

3.3 Modelo Hidrogeológico

3.4 Resultados de la Estimación

4.0 ANÁLISIS Y RECOMENDACIONES

5.0 REFERENCIAS

LISTADO DE TABLAS

Tabla 1-1 Plan de Minado de las Minas Rosita y Tinyag

Tabla 3-1 Precipitación y Evaporación Regional

Tabla 3-1 Resumen de Permeabilidades Medidas en las Investigaciones de Campo

Tabla 3-3 Dimensiones del Cuerpo Mineralizado en Tinyag

Tabla 3-4 Dimensiones del Cuerpo Mineralizado en Rosita

Tabla 3-5 Resumen de Parámetros de Entrada

Tabla 3-2 Minado Proyectado en las Minas Rosita y Tinyag

Tabla 3-6 Resultados de los Cálculos de Infiltración en las Minas Rosita y Tinyag

1.0 INTRODUCCIÓN

1.1 Antecedentes

La Empresa Minera Los Quenuales S.A. (Los Quenuales), como parte de las operaciones de minado de las minas Rosita y Tinyag, ubicadas dentro de la unidad minera Iscaycruz, ha encargado a Golder Associates Perú S.A. (Golder) estimar la infiltración o el volumen de agua que será drenada por ambas minas durante la profundización y desarrollo del minado subterráneo para el periodo 2007-2013. En la Tabla 1-1 se muestra el respectivo plan de minado.

Ambas minas se encuentran emplazadas en la formación geológica Santa, flanqueada por las formaciones Chimú y Carhuaz, las cuales en conjunto se extienden con un buzamiento moderado a casi vertical a lo largo de la unidad minera Iscaycruz. Los túneles de minado subterráneo explotan las reservas minerales mediante rampas de acceso que se encuentran en la caja piso (Formación Chimú) y que se componen de areniscas, cuarcitas y calizas. En general, ambas minas se encuentran dentro de la cuenca endorreica (sin drenaje al exterior) de las lagunas Tinyag.

El cuerpo mineralizado se encuentra en la formación Santa el cual está siendo minado mediante el método de minado subterráneo “Sub Level Caving”. En la tabla siguiente se muestra el plan de minado hasta el año 2013.

Tabla 1-1 Plan de Minado de las Minas Rosita y Tinyag

Años	Niveles a ser Minados	
	Mina Rosita	Mina Tinyag
2007	4662, 4650, 4638, 4626	4533, 4520
2008	4662, 4650, 4638, 4626	520, 4506, 4493
2009	4614, 4602, 4590, 4578, 4566	4479, 4493, 4506
2010	4557, 4548, 4539, 4530	4466, 4479, 4493
2011	4557, 4548, 4539, 4530	4439, 4452, 4466, 4479
2012	4557, 4548, 4539, 4530	
2013	4557, 4548, 4539, 4530	

1.2 Metodología de Trabajo

Teniendo en cuenta la gran incertidumbre involucrada en todo estudio subterráneo, Golder ha desarrollado el trabajo en dos fases consistentes en lo siguiente:

- Investigaciones de campo. Orientadas a conocer la permeabilidad o conductividad hidráulica a través de las formaciones geológicas asociadas al yacimiento y al comportamiento del nivel freático respectivo.

- Estimación de la infiltración. Basada en los estudios de campo, se elaboró un modelo hidrogeológico que permita estimar con la menor incertidumbre posible, la infiltración en ambas minas.

En coordinación con las áreas de geología y planeamiento de Los Quenuales, se decidió perforar tres taladros de exploración en el nivel mas profundo de cada mina (una por cada formación geológica), acompañado de un número limitado de pruebas de permeabilidad o conductividad hidráulica en intervalos no traslapados.

Solo se determinó los niveles del agua subterránea en la mina Tinyag (formaciones Santa y Carhuaz), pero no en la mina Rosita. Tampoco se pudo medir con precisión el cono de abatimiento del nivel freático alrededor de la mina Tinyag.

La geología y las respectivas características hidráulicas medidas por Golder son descritas con mayor detalle en los anexos.

En general, los resultados de las pruebas indican conductividades hidráulicas moderadas a altas. Se asume que el nivel freático está influenciado por el drenaje de la mina Limpe Centro y por algunas características locales de recarga a partir de la laguna/relavera Tinyag Inferior.

Por consiguiente, para el cálculo de la infiltración, no es aplicable el uso de modelos tridimensionales. Por el contrario, el nivel de información disponible se adecua mejor a estimaciones de primer orden de la infiltración basada en soluciones numéricas iterativas y a la revisión de los registros de bombeo de la mina.

Para esta evaluación se seleccionaron las ecuaciones desarrolladas por Marinelli y Niccoli (2000), mientras que la experiencia adquirida por Golder en Iscaycruz indica que la infiltración se concentra en estructuras hidráulicamente distintas, como zonas altamente fracturadas, donde la conductividad hidráulica de la masa rocosa se puede aproximar mediante un valor promedio para representar tanto los estratos saturados como los de baja permeabilidad.

2.0 CARACTERÍSTICAS HIDROGEOLÓGICAS

2.1 Resultados de las Investigaciones Hidrogeológicas en la Mina Tinyag

El primer taladro (HDR-TY-01) se planificó para monitorear la formación Carhuaz, donde, debido a problemas de estabilidad interrumpieron su continuidad en el contacto de las formaciones Chimú y Santa, a 54.10 metros de profundidad. Solo se realizó una prueba de presión de agua en la formación Chimú en el tramo 22.30 a 25.00 metros.

Con la misma meta se perforó un taladro de reemplazo (HDR-TY-01B) hasta 200.60 metros de profundidad, donde se realizaron tres pruebas de presión de agua. El piezómetro instalado determinó el nivel freático de la formación Carhuaz en 4508.24 msnm.

El segundo taladro (HDR-TY-02) planificado para monitorear la formación Santa, se perforó hasta los 157.10 metros de profundidad, encontrando la formación Chimú hasta los 50.40 metros de profundidad y continuando con la formación Santa hasta los 121.10 metros de profundidad. Se realizaron cuatro pruebas de presión de agua, tres en la formación Santa y una en la formación Carhuaz. El piezómetro instalado determinó el nivel freático de la formación Santa en 4496.05 msnm.

El tercer taladro (HDR-TY-03) planificado para investigar las condiciones hidráulicas de la formación Chimú, no fue perforado.

En general, en la mina Tinyag los resultados de las pruebas de campo indican que la formación Santa tiene una permeabilidad de $2.43E-4$ a $1.60E-3$ cm/s y la formación Carhuaz presenta permeabilidades de $3.05E-4$ a $7.09E-4$ cm/s. Se desconocen los valores de permeabilidad de la formación Chimú y la posición del nivel de agua subterránea de la formación Chimú, pero se asume que podría estar por debajo de la cota 4200 msnm. A partir de los datos obtenidos en la mina Limpe Centro, la formación Chimú ha sido caracterizada con una permeabilidad del orden de $3.59E-5$ a $8.59E-4$ cm/s.

2.2 Resultados de las Investigaciones Hidrogeológicas en la Mina Rosita

El primer taladro (HDR-R-01) planificado para definir las condiciones hidráulicas de la formación Chimú fue perforado hasta 200.0 metros de profundidad. No se pudo evaluar su conductividad hidráulica mediante pruebas de presión de agua debido al intenso fracturamiento característico de la formación. Tampoco se alcanzó a determinar el nivel freático pero se sabe que podría estar por debajo de la cota 4453msnm.

El segundo taladro (HDR-R-02) planificado para monitorear la formación Santa, se perforó hasta 128.60 metros de profundidad, pero el alto grado de fracturamiento de la formación, imposibilitó la ejecución de pruebas de permeabilidad a presión, por lo que fue necesario adaptar dos tipos de pruebas adicionales (Lefranc y Nasberg), lo cual logró determinar la conductividad hidráulica de las formaciones Chimú y Santa, además del nivel freático de la formación Santa en 4530.44 msnm. No se alcanzó al nivel freático de la formación Chimú.

El tercer taladro (HDR-R-03), destinado a investigar las condiciones hidráulicas de la formación Carhuaz, no fue perforado. Sin embargo, por el conocimiento del área, se asume que el nivel freático esta por encima del nivel freático de la formación Santa.

Durante las investigaciones en la mina Rosita se determinó que la permeabilidad de la base de la formación Chimú, es de 3.19 E-4cm/s.

Los correspondientes registros de las pruebas de permeabilidad se muestran en el Anexo B.

2.3 Precipitación

Los registros históricos de diversas estaciones meteorológicas, en general indican que la precipitación pluvial de la región es inferior a la evaporación. La precipitación anual promedio en el área del proyecto ha sido estimada en aproximadamente 844 mm en el año 2000 por TRC (Ver la tabla 3-1).

Tabla 2-1 Precipitación y Evaporación Regional

Estación Evaporación	Ubicación		Altitud (msnm)	Período de Precipitación		
	Latitud	Longitud		Registro (Años)	Media Anual (mm)	(mm/año)
Picoy	76°44'	10°55'	2,990	1968-82	542.1	990.6

Cajatambo	76°59'	10°28'	3,250	1968-85	552.5	1,152.5
Cochaquillo	76°40'	10°48'	4,400	1968-82	908.5	
Tabladas	76°40'	10°46'	4,700	1964-84	844.0	
Iscaycruz	76°43'	10°46'	4,700	2000	844.0	

Fuente: SENAMHI, TRC, 2000

2.4 Geología

En el área de Iscaycruz la geología esta dominada por rocas sedimentarias de moderado a intenso fracturamiento, donde los cuerpos mineralizados de las minas Rosita, Tinyag y Limpe Centro se han emplazado en la formación Santa, siendo las formaciones Chimú y Carhuaz, las cajas piso y techo respectivamente.

En general el buzamiento de estas formaciones es casi vertical, con un ángulo promedio de la estratificación de 60° SW y un rumbo promedio N 30° W.

2.4.1 Formación Chimú

Conformada por estratos con diaclasamiento moderado de cuarcitas y areniscas blanquecinas de textura masiva, grano medio. Presenta oxidación por limonitización en las caras de las fracturas con algunos tramos arcillosos aislados. Por su dureza, constituye las partes mas escarpadas de los cerros.

Hidrogeológicamente, la formación Chimú ha sido caracterizada como una unidad de mediana a alta permeabilidad.

2.4.2 Formación Santa

Conformada por calizas dolomíticas arcillosas, de color gris claro a pardo amarillento, de moderado a intenso fracturamiento, en cuya parte superior presenta estructuras de pirita masiva con fragmentos de cuarcita y brechas calcáreas. La potencia de los estratos es de 40 a 80 metros. Conforman la roca encajonante de los cuerpos mineralizados Rosita y Tinyag y a profundidad presenta sulfuros masivos de pirita moderadamente fracturada.

En la formación Santa, las rocas calcáreas han sido caracterizadas con una permeabilidad media, y a su vez, el cuerpo mineralizado con una permeabilidad baja.

2.4.3 Formación Carhuaz

Conformada por estratos de moderado a intenso fracturamiento, de lutitas, areniscas y lutitas abigarradas. Eventualmente presenta algunos estratos de calizas en profundidad. Regionalmente tiene hasta 600 m de espesor.

La formación Carhuaz no pudo ser investigada íntegramente por los sondajes, sin embargo ha sido caracterizada por tener mediana permeabilidad.

2.5 Hidrogeología

A partir de los resultados de las investigaciones hidrogeológicas, se ha determinado que el buzamiento casi vertical de las formaciones geológicas de Iscaycruz, otorga un comportamiento hidrogeológico anisótropo a cada una de ellas, lo cual significa que la permeabilidad a lo largo de la estratificación es de mayor magnitud que la permeabilidad perpendicular.

La recarga proviene de las lluvias y ocurre principalmente a través de las rocas mas fracturadas. Se estima que el flujo regional del agua subterránea es de Sur a Norte, es decir, desde las cumbres del cerro Antapampa, pasando por las minas Rosita y Tinyag y por debajo de las lagunas Tinyag, hasta descargar en el interior de la mina Limpe Centro.

3.0 ESTIMACIÓN DE LA INFILTRACIÓN

3.1 Metodología de Cálculo

La infiltración y el abatimiento del nivel freático han sido calculados usando la metodología propuesta por F. Marinelli y W. L. Nicolli (2000). Ver el Anexo A.

Se ha trabajado con las permeabilidades halladas en las investigaciones de campo realizadas por TRC (2000) en la mina Limpe Centro y por Golder (2006) en las minas Limpe Centro, Chupa, Rosita y Tinyag.

Tabla 3-1 Resumen de Permeabilidades Medidas en las Investigaciones de Campo

Formación	Número de datos	Media Geométrica Rango (cm/s)		
		(cm/s)	X25	X75
Chimú	18	1.95E-4	3.59E-5	8.59E-4
Santa	22	4.01E-4	2.43E-4	1.60E-3
Carhuaz	14	4.77E-4	3.05E-4	7.09E-4
Todas	54	3.30E-4	1.53E-4	1.36E-3

X25 es el primer cuartil, X75 es el tercer cuartil

Para determinar la infiltración, se utiliza la permeabilidad geométrica ($3.30E-6$ m/s) que se encuentra dentro del rango más probable de valores definidos de $1.53E-6$ a $1.36E-5$ m/s.

3.1 Parámetros de Entrada

Considerando que el cuerpo mineralizado de la mina Tinyag tiene forma elíptica en su sección transversal, a continuación se detalla sus dimensiones por cada nivel.

Tabla 3-2 Dimensiones del Cuerpo Mineralizado en Tinyag

Nivel	Longitud (m)	Ancho (m)
4561	205.8	32.3
4547.5	202.6	24.2
4533	204.5	24.6
4520	204.5	30.7
Dimensiones promedio:	204.35	27.95

La mina Rosita tiene dos cuerpos mineralizados de forma elíptica en su sección transversal. En la tabla mostrada a continuación, se detalla las dimensiones por nivel.

Tabla 3-3 Dimensiones del Cuerpo Mineralizado en Rosita

Nivel		Longitud (m)	Ancho (m)
4570	Cuerpo 1	233.4	20.3
	Cuerpo 2	171.6	7.9
4566	Cuerpo 1	224.6	20.7
	Cuerpo 2	167.8	7.6
4647	Cuerpo 1	250.3	16.9

	Cuerpo 2	150.7	5.2
Dimensiones promedio	Cuerpo 1	236.10	19.3
	Cuerpo 2	163.36	6.9

Los parámetros de entrada para el cálculo de la infiltración respectiva, pueden resumirse en la siguiente tabla, donde los radios efectivos de minado, se han estimado incluyendo un 10 % de dilución.

Tabla 3-4 Resumen de Parámetros de Entrada

Parámetro		Valor
Flujo de recarga promedio (m/s)		5.4E-9
Permeabilidad promedio (m/s)		3.3E-6
Rango de permeabilidades (m/s)		1.53E-6 a 1.36E-5
Radio	Mina Rosita	81.6
efectivo de minado (m)	Mina Tinyag	83.2

Para estimar los efectos del minado se han definido los siguientes escenarios:

Tabla 3-5 Minado Proyectado en las Minas Rosita y Tinyag

Año	Mina Rosita	Mina Tinyag
2009	Nv 4530 parcial	Nv 4506 completado
2010	Nv 4530 parcial	Nv 4493 completado
2011	Nv 4530 parcial	Nv 4439 completado
2012	Nv 4530 parcial	Completado
2013	Nv 4530 completado	Completado

3.3 Modelo Hidrogeológico

Para entender el comportamiento del agua subterránea dentro de las dos minas, se construyó un modelo considerando lo siguiente:

- La recarga del acuífero es constante y se estima en un 20% de la precipitación media anual.
- El drenaje de la mina Limpe Centro a través de la formación Santa influye en el régimen de agua subterránea de las minas Rosita y Tinyag.
- Teniendo en cuenta que el método de minado Sub Level Caving (SLC) no afectará la estabilidad del vaso de la relavera Tinyag Inferior, se estima que la infiltración de esta relavera no tiene incidencia en la recarga del agua subterránea hacia ambas minas.

- El radio efectivo de minado se determinó en base al volumen del cuerpo mineralizado, mas un plus por el desarrollo minero necesario para desarrollar el método SLC.
- De acuerdo a lo observado en la mina Limpe Centro, emplazada también en la formación Santa, el espesor del estrato saturado, encima del nivel de minado máximo, corresponde a 2.5 veces la altura saturada inicial (pre-minado).
- La permeabilidad promedio del área de minado es de 3.3×10^{-4} cm/s.
- La explotación del cuerpo mineralizado Tinyag es la que domina el drenaje del agua subterránea en ambas minas.

Según las investigaciones de campo se ha conceptualizado el siguiente modelo que evidencia también el efecto del drenaje de la mina Limpe Centro. La laguna Tinyag Inferior no tiene efecto alguno en el modelo debido a que las limonitas y relaves depositados en su fondo actúan como un sello impermeable.

3.2 Resultados de la Estimación

Considerando que los caudales de infiltración calculados representan al minado del año anterior, tiempo estimado como necesario para estabilizar el drenaje, se obtuvieron los resultados mostrados en la tabla siguiente.

Tabla 3-6 Resultados de los Cálculos de Infiltración en las Minas Rosita y Tinyag

Año	Caudal de Infiltración (L/s)	
	Mina Rosita	Mina Tinyag
2010	11.6	5.7
2011	15.9	22.0
2012	8.1	95.7
2013	9.3	
2014	10.4	

Adicionalmente, se ha calculado que el incremento de la infiltración o caudal de drenaje conforme se profundiza el minado será de la forma en que se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 3-7 Incremento de la Infiltración Respecto a la Profundización de las Minas

Mina Tinyag		Mina Rosita	
Nivel	Infiltración (l/s)	Nivel	Infiltración (l/s)

		4662	0
		4650	0
		4638	0
		4626	0
		4614	0
		4602	0
		4590	0
		4578	0
		4566	0
		4557	0
		4548	0
		4539	1.4
4533	0	4530	10.4
4520	0		
4506	0		
4493	0		
4479	0		
4466	27.5		
4452	85.6		
4439	95.7		

4.0 ANÁLISIS Y RECOMENDACIONES

En el año 2012 se observaría el efecto del minado proyectado en la mina Limpe Centro, desde su nivel actual 4200 hasta el nivel 4130. El drenaje de esta mina produciría un abatimiento en la mina Tinyag, calculado en 2.8 metros. En la mina Rosita el abatimiento calculado es despreciable.

Al final del año 2012, en la mina Tinyag se ha calculado que la infiltración esperada será de 95.7 L/s, donde, al menos que se deje de bombear permanecerá constante. Sin embargo, al dejar de bombear se produciría una recarga de la zona drenada aumentando, en el futuro, la infiltración de la mina Rosita.

La hipotética interrupción del bombeo en la mina Tinyag, definitivamente causaría una reducción importante en los costos de operación del sistema de bombeo de Rosita.

5.0 REFERENCIAS

- Golder Associates Perú S.A., 2006. Incremento de la infiltración en relación a la profundización del minado subterráneo de las minas Limpe Centro y Chupa. Unidad minera Iscaycruz.
- Marinelli, F. and Niccoli, W. L., 2000. "Simple Analytical Equations for Estimating Groundwater Inflow into a Mine Pit". Groundwater 38, No. 2, p.311-314.

SENAMHI, 2000. Datos meteorológicos.

TRC, 2000. "Hydrogeologic study and water control methods for the Limpe Centro underground mine".

GOLDER ASSOCIATES PERÚ S.A.

Jorge Tovar

Hidrogeólogo Senior

JT/DB

informe borrador rosita-tinyag 9-ago-06