

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**APLICACIÓN DE LA TEORIA DE CONFIABILIDAD EN
LA PLANIFICACION DE MINAS
CASO MINA ISCAYCRUZ**

TESIS

**PARA OPTAR AL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR
JESUS YONATAN CALDAS TOMAS**

**ASESOR
MSc. ING. HENRY DIOMEDES BRAÑES GALLARDO**

**LIMA-PERU
2013**

DEDICATORIA

A mis padres, porque creyeron en mí y me sacaron adelante, dándome ejemplos dignos de superación y entrega. Gracias a ellos, hoy puedo ver alcanzada mi meta, ya que siempre estuvieron impulsándome en los momentos más difíciles de mi carrera. Hoy puedo ver el reflejo de orgullo que sienten por mí, ya que eso fue lo que me hizo ir hasta el final.

Esto va para ellos, por lo que valen y por su fortaleza.

A mis hermanos, tíos, primos, abuelos y amigos. Gracias por haber fomentado en mí el deseo de superación y el anhelo de triunfo en la vida. Mil palabras no bastarían para agradecerles su apoyo, su comprensión y sus consejos en los momentos difíciles.

A todos, espero no defraudarlos y contar siempre con su valioso apoyo, sincero e incondicional.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a todas aquellas personas que sin esperar nada a cambio compartieron pláticas, conocimientos y diversión. A todos aquellos que durante todos estos años que duro este sueño, lograron convertirlo en una realidad.

RESUMEN

El objetivo de producción de una mina subterránea debería reflejar detalles como modelos fundamentales que sostienen el sistema de minado, tales como información geológica, estructural y mineralógica para luego relacionarlas con la información de recursos y reservas; y así obtener un programa de producción, el cual dé soporte a la decisión de si se debe llevar adelante la operación minera.

Sin embargo la minería subterránea ofrece puntos de incertidumbre en el planeamiento de producción ellos asociados con diversas fuentes tales como grado de distribución, condiciones geotécnicas, confiabilidad de equipos, necesidades de infraestructura y rendimiento en el método de extracción. Ergo los programas de producción usualmente no incorporan las propiedades geotécnicas del macizo rocoso y es por este motivo que frecuentemente se sobreestima la capacidad de producción de la mina.

En esta disertación una metodología será desarrollada con el fin de observar y analizar la frecuencia de falla de la infraestructura minera tales como draw points, cruceros de producción, by passes, rampas para así evaluar la confiabilidad de esta infraestructura. Resaltar que la confiabilidad de la infraestructura descrita anteriormente, depende directamente de las condiciones geológicas, concentración de esfuerzos y lo referente a datos geotécnicos.

En la fase final de esta investigación se demostrará la importancia que tiene el análisis de la confiabilidad y cómo éste afecta en los resultados económicos que se plantean en un programa de producción anual.

ABSTRACT

The production target of an underground mine as models should reflect fundamental details that support the mining system, such as geological, structural and mineralogical and then relate them to information resources and reserves and obtain a production program which supports, the decision of whether to carry out the mining operation.

But underground mining offers points of uncertainty in production planning associated with various sources such as grade distribution, geotechnical conditions, reliability of equipment, infrastructure needs and performance in the extraction method. Ergo production programs usually do not incorporate the geotechnical properties of the rock mass and for this reason is often overestimateds the production capacity of the mine.

In this dissertation, a methodology will be developed in order to observe and analyze the frequency of failure of mining infrastructure such as draw points, crossiers production, by passes, ramps and so assess the reliability of

this infrastructure. Highlight that the reliability of the infrastructure described above is directly dependent on geological conditions, stress concentration and geotechnical data regarding the ore body.

The final phase of this research is to demonstrate the importance of the reliability analysis and the like affect economic outcomes that arise in a program of annual production.

INDICE

INTRODUCCIÓN	14
CAPITULO I – GENERALIDADES	19
1.1 Ubicación	19
1.2 Accesibilidad	20
1.3 Geomorfología	20
1.3.1 Fisiografía y topografía	20
1.3.2 Clima y vegetación	21
1.3.3 Ambiente biológico	21
1.3.4 Ambiente social	22
1.3.5 Ambiente económico	22
CAPITULO II CARACTERISTICAS GENERALES	24
2.1 Geología regional	24
2.2 Estratigrafía	25

2.3 Geología estructural	28
2.4 Geología local	29
2.5 Yacimiento de tinyag	31
2.5.1 Geología económica de tinyag	32
2.5.2 Alteración y mineralización	33
2.5.3 Controles de mineralización	33
CAPITULO III – MARCO CONCEPTUAL TEORICO	35
3.1 Historia del sublevel caving	35
3.1.1 Ventajas del minado	37
3.1.2 Desventajas del minado	38
3.2 Programa de producción sublevel caving	40
3.3 Incertidumbre en la programación del sublevel caving	41
CAPITULO IV – ANALISIS DEL COMPORTAMIENTO DE FALLA EN LA INFRAESTRUCTURA MINERA DE TINGAY I	42
4.1 Datos operativos	43
4.1.1 Registro diario de extracción de tonelaje	44
4.1.2 Registro diario del estado de la infraestructura minera	45
4.1.3 Registro de convergencia de labores en interior mina	47
4.1.4 Programa de producción	50
4.2 Efectos de los eventos geotécnicos en los programa de producción	50

4.2.1	Efecto de los esfuerzos inducidos en el programa de producción	51
4.2.2	Esfuerzos inducidos en el nivel de producción	52
4.2.3	Efecto de los sobre tamaños en el programa de producción	55
4.3	Falla en la infraestructura minera	55
4.4	Confiabilidad de By Pass como un indicador de los eventos geotécnicos	62
4.4.1	Medida de la confiabilidad de un By Pass	63
4.4.2	Efecto de los esfuerzos inducidos en la confiabilidad del By Pass	65
CAPITULO V – PROGRAMA DE PRODUCCIÓN INTRODUCIENDO EL CONCEPTO DE CONFIABILIDAD AL METODO SUBLEVEL CAVING		67
5.1	Definición del sistema de confiabilidad	67
CAPITULO VI – EVALUACION DEL BENEFICIO ECONOMICO DEL ANALISIS DE LOS PROGRAMAS DE PLANIFICACION CON DATOS OPERATIVOS		76
5.1	Análisis de sensibilidad variando precios de Zinc	78
DISCUSIONES		
CONCLUSIONES		
RECOMENDACIONES		
BIBLIOGRAFÍA		

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 4.1	Parámetros de colada para el H05, según el tipo de metal	43
TABLA 4.2	Información operativa de Mina Tinyag I	44
TABLA 4.3	Ejemplo de tonelaje registrado Mina Tinyag I	45
TABLA 4.4	Medios de convergencia tomado a los largo del By Pass Nv 4466	49
TABLA 4.5	Estimación del ratio de ocurrencia de falla (ROCOF)	57

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 1.1 Producción histórica real versus presupuesto	15
FIGURA 1.2 Correlación histórica del tonelaje extraído y programado	16
FIGURA 3.1 Diseño de explotación método sublevel caving	36
FIGURA 3.2 Típico programa de producción anual de Tinyag I	41
FIGURA 4.1 Consumo de shotcrete vía seca utilizado en mina Tinyag I	46
FIGURA 4.2 Detalle de ubicación de los puntos de monitoreo de desplazamiento	48
FIGURA 4.3 Detalle de la programación anual de avances 2011	51
FIGURA 4.4 Detalle de la programación anual de producción 2011	53
FIGURA 4.5 La aplicación de sostenimiento en crucero de	

	producción (By Pass Nv 4452)	54
FIGURA 4.6	Numero acumulado de fallas versus tonelaje extraído	56
FIGURA 4.7	Rocof experimental para un By Pass	60
FIGURA 4.8	Curva tipo baño para un componente mecánico	61
FIGURA 4.9	Efecto de los resanes (numero de fallas operativas) en la confiabilidad de un By Pass	66
FIGURA 5.1	Componentes de un sistema de minado tradicional (Kasakidis y Scroble 2012)	70
FIGURA 5.2	Sistema de confiabilidad basado en confiabilidades de los componentes r_1 , r_2 , r_3 (Hoyland y Rausand 1994)	71
FIGURA 6.1	Comparativo grafico ingreso neto presupuesto versus real	77
FIGURA 6.2	Comparativo ratio (B/C) presupuesto versus real	78
FIGURA 6.3	Análisis de sensibilidad variando precios de Zinc	79

INTRODUCCION

El planeamiento de minado consiste en definir la fuente, destino, y el tiempo de extracción del recurso mineral durante la vida de la mina; juega un rol significativo en los objetivos estratégicos de una compañía minera siendo por lo tanto, uno de los más importantes componentes, pues en ello se define el tonelaje y la ley de mineral a ser minado.

Sublevel caving tiene popularidad debido a su posibilidad de producir grandes tonelajes a un bajo costo operativo. Sin embargo, son varios los puntos que no se consideran con certeza en el plan de minado tales como sismicidad debido a la presencia de altos esfuerzos que podrían afectar adversamente en el método de minado, redistribución de esfuerzos debido al diseño de minado, la fragmentación del macizo rocoso el cual podría tener una pobre estimación, baja precisión en estimar el grado de distribución de leyes en el cuerpo mineralizado y la dilución que de alguna manera puede dirigir el desmonte hacia los draw points.

Por lo tanto, el inadecuado reconocimiento y entendimiento de estos puntos puede permitir una baja en la productividad. La posibilidad de integrar lo mencionado anteriormente en el planeamiento de producción generaría el éxito de una operación en sublevel caving. La manera en el cual la incertidumbre de los componentes de un sublevel caving sean tratados dentro de la etapa del planeamiento es crucial para estimar el objetivo de la producción que conducirá a la operación a ser exitosa.

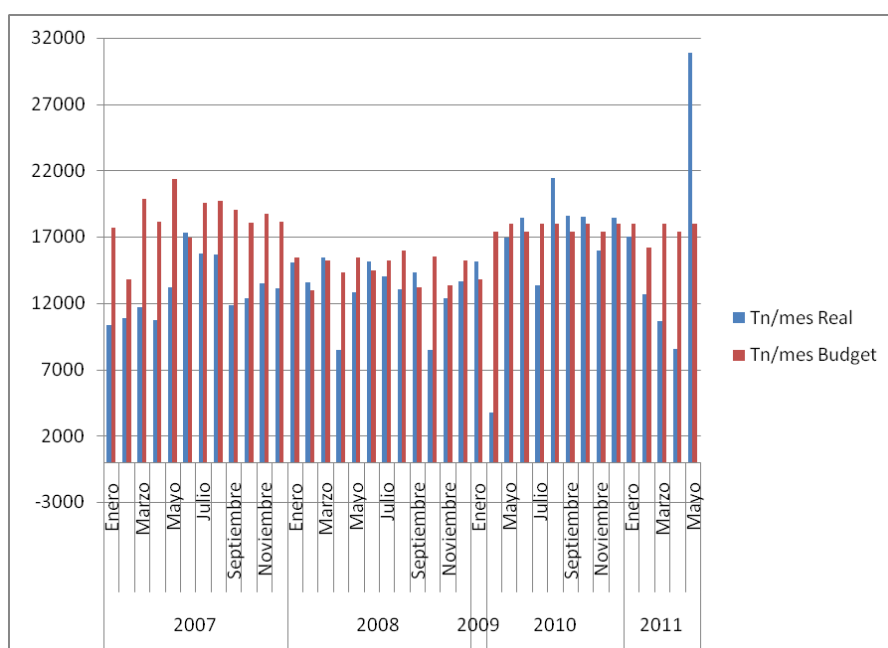


Figura 1.1 Producción histórica real versus presupuesto

La diferencia entre lo planeado en el presupuesto y producción actual revela las diferencias en el rendimiento. Para la operación, la figura 1.2 compara la programación en el presupuesto y el tonelaje extraído por meses. Nótese que en algunos puntos la producción presupuesto fue alcanzada sin embargo en otros no.

Esto normalmente conduce a una dilución no contemplada, excesivo esfuerzos inducidos y pérdidas en la habilidad para planear. Asimismo se atribuye la tendencia a extraer más de un draw point para alcanzar el objetivo de producción lo que genera el desorden en el minado.

Actualmente los objetivos son el resultado de programas de producción calculados con parámetros de planeamiento que no son parte de una función del rendimiento operacional y no vinculan los modelos fundamentales que describen el comportamiento geotécnico del macizo rocoso. Esto permite al programa de producción no reflejar el actual comportamiento del macizo rocoso dentro del sistema de minado, en particular, no incorporar los eventos geotécnicos que se presentan, afecta la disponibilidad de la infraestructura minera.

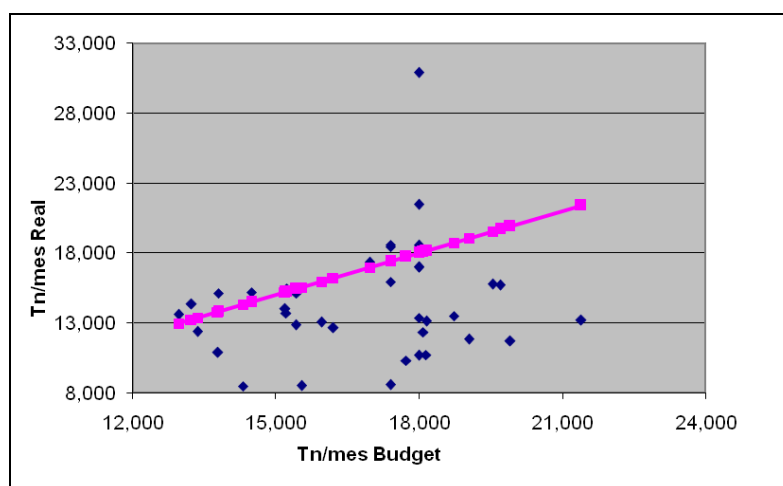


Figura 1.2 Correlación histórica del tonelaje extraído y programado

La infraestructura minera está directamente relacionada a la capacidad de producción de la mina. Así una metodología de programación de producción

que no integre el comportamiento geotécnico del macizo rocoso forzaría a usar más recursos que lo planeado en el valor original de la mina.

En resumen un planeamiento de producción debe incorporar herramientas tales como comportamiento de la mina y datos de producción; registros de producción, registro de estado de infraestructura, indicadores de esfuerzos, fragmentación y mapeo geológico del macizo rocoso. Si tales datos pueden ser mostrados para reflejar el comportamiento geotécnico, entonces la incertidumbre de un programa de producción inducido por eventos geotécnicos sería reducidos.

La siguiente investigación conduce al análisis, para ello es necesario plantear la siguiente interrogante:

¿Podrán las observaciones empíricas en las minas de sublevel caving ser usadas para representar efectos geotécnicos y con estos demostrar el bajo rendimiento de producción para mejorar así el cumplimiento del programa de producción?

Las principales contribuciones de esta tesis son;

- La demostración del ratio de ocurrencia de falla en un by pass, rampa puede asumir el más importante efecto geotécnico que permite pérdidas en los objetivos de producción.
- El sistema de confiabilidad refleja el nivel de certidumbre de un programa de producción dado.

- La confiabilidad de un programa de producción es integrado con los componentes de un programa de producción tales como secuencia de desarrollo de un By Pass. Estos parámetros combinados con el sistema de confiabilidad deberían redefinir la capacidad de producción de un sub level caving.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN

La concesión de beneficio Iscaycruz se encuentra ubicada en el Departamento de Lima, Provincia de Oyón, Distrito de Pachangara; mientras que la planta de Tratamiento de Filtrado de Lagsaura se encuentra en el Distrito de Checra, Provincia de Huaura. El área de Iscaycruz, donde se ubican las instalaciones de la mina y Planta de Flotación, cubre 600 hectáreas y se encuentra en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental Andina sobre altitudes que varían entre 4,200 y 4,900 metros sobre el nivel del mar (msnm). El área de Lagsaura donde se encuentra la Planta de Filtrado cubre 1.2 hectáreas y se encuentra a una altitud promedio de 2,250 msnm.

Ambas áreas están unidas por una concesión de transporte que recorre 24.80 Kilómetros en la cual se ha instalado la tubería para concentrados.

1.2 ACCESIBILIDAD

El acceso a Iscaycruz es por vía terrestre, desde la ciudad o desde cualquiera de las ciudades de la costa por la Panamericana, tomando las siguientes rutas:

Lima – Huaura	= 153 Kms. Asfaltado Panamericana Norte.
Huaura – Sayán	= 45 Kms. Asfaltado.
Sayán – Churin	= 61 Kms. Afirmado.
Oyón – Mina	= 27 Kms. Afirmado.
TOTAL	= 318 Kms.

1.3 GEOMORFOLOGIA

1.3.1 Fisiografía y topografía

La concesión de beneficio Iscaycruz está situado en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes.

El área de Iscaycruz se ubica en un terreno de geomorfología típica glacial, como remanentes de la antigua actividad glacial se observan en varias zonas depósitos morrénicos encontrados mayormente en ambos flancos de los cauces.

En los alrededores del entorno minero se encuentran varias lagunas de origen glacial. La laguna Escondida y Geniococha se encuentran en el

extremo Sur, mientras que la laguna Tinyag inferior se ubica en la cabecera de la Quebrada Yarahwayno.

1.3.2 Clima y vegetación

La zona de Iscaycruz es una zona frígida glacial. Las temperaturas varían de 30°C a 10°C. La época de lluvia se presenta desde el mes de Octubre hasta Abril, siendo los meses de Enero a Marzo los más lluviosos. La humedad relativa es del orden del 50%. La precipitación total anual es del orden de 840 mm, lo cual corresponde al valor teórico de la zona de vida Nivel – Tropical.

1.3.3 Ambiente biológico

- Flora

De acuerdo a los ecosistemas locales identificados se pudo registrar: Ichu, juncáceas acompañados de especies de porte bajo como escrofularaceas, asteráceas, helechos xerófilos, grupos compactos aislados de Warqu Opuntina flocossa cactácea característica de la Puna, especies leñosas y herbáceas

- Fauna

Presenta predominancia de aves como perdiz cordillerana, guarahuau, pato puna, pato sutro, huachua, gaviota serrana, cascabelita, picaflor

gigante, bandurrita, churrete, minerito, dormilona, golondrina andina, tordo serrano, arrocero, jilguero negro, corbatita azulada, gorrión peruano, chirigui, existiendo además vizcachas, ratones silvestres, zorro serrano, llama alpaca, venado gris, bovinos, ovinos y equinos; así también anfibios como sapo y peces como chalgua.

1.3.4 Ambiente social

El área de estudio se encuentra ubicada en la sierra de la comunidad campesina de Pachangara, es una organización de formación ancestral, compuesta por el pueblo de Pachangara que constituye la capital de la comunidad. La población del distrito de Pachangara, según el censo de Población y vivienda del año 1993 ascendía a 3249 habitantes (12.89 hab/Km²), y para el año 2000 la población según la tendencia desciende a 3244 habitantes (12.87 hab/Km²), con una población urbana de 65%.

La población del distrito está conformada por niños, adolescentes y jóvenes que representa el 77% de la población. Siendo el 23% de la población adulta y de la tercera edad (según proyecciones como censo).

1.3.5 Ambiente económico

La superficie agrícola de Pachangara constituye el 1.8 % y no agrícola 98.2%, conformado por pastos naturales, montes, bosques y otras clases de tierras. En el distrito existen 545 comunidades agropecuarias, donde el 77.2 % de las parcelas posee títulos registrados, mientras el 21.9 % de las

parcelas aún no han registrado título. La población económicamente activa del distrito de Pachangara constituye el 32.6 %.

CAPITULO II

CARACTERISTICAS GENERALES

2.1 GEOLOGIA 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, Farrat. La secuencia calcárea por las Formaciones Santa, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha. Estas Formaciones en los alrededores están instruidas 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 Orogenia Andina, la secuencia sedimentaria ha sido intensamente plegada principalmente en dirección N 20° W y 75° a 80° SE. Los anticlinales y sinclinales se extienden en varias decenas de Km. Intercalándose con zonas de sobreescurrecimiento paralelos al eje principal.

2.2 ESTRATIGRAFIA

- 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 teniendo 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 amarillentas.

- 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 instruyendo transversalmente a la formación Carhuáz al Noroeste del campamento central y otro en la quebrada Pachangara (Formación Pariahuanca).

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

2.3 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

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

Al Oeste de este sistema se tiene el sinclinal de Rapaz, el cual tiene una persistencia continua, modelado por la secuencia calcárea del cretáceo. Fallas longitudinales de tipo normal se ubican en los horizontes menos competentes, principalmente en la formación Santa. También se ha reconocido un sistema de fallas NE - SW al norte de Limpe y en la bocamina Sur, nivel de extracción.

Se tiene un sistema de fallas post mineral de extensión regional. En el área es reconocido en la bocamina del nivel 4690, se emplaza a lo largo de la

formación Santa, se bifurca al ingresar de Norte a Sur al yacimiento principal (Limpe Centro), uno al piso y el otro al techo estratigráfico. En profundidad afecta a la zona mineralizada, formando cuerpos de brecha mineralizados.

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

2.4 GEOLOGIA 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 metazomático de contacto en skarn, emplazado en las calizas Pariahuanca con mineralización económica de zinc, en superficie se puede observar una fuerte oxidación con presencia de limonitas y hematitas.

La mineralización ocurrida a lo largo de la formación Santa se presenta en concentraciones de minerales de mena esporádica. Sin embargo se puede observar una zonación regional de minerales de mena. En el norte de la cumbre de Cunsha Punta, la cual está más 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.

2.5 YACIMIENTO DE TINYAG

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 sólo cuerpo con seis horizontes en superficie y dos horizontes principales en profundidad. La mineralización se encuentra diseminada dentro del skarn y formando cuerpos masivos de esfalerita, pirita, calcopirita, magnetita, etc.

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

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

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

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

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

2.5.1 Geología económica de Tinyag

El afloramiento del cuerpo mineralizado en la zona es restringido, debido a que se encontró mayormente con cobertura morrénica y material reciente, existió un pequeño afloramiento de skarn con mineralización diseminada y pequeños lentes de sulfuros, esfalerita (marmatita), pirita, pirrotita, acompañados de cuarzo, calcita, magnetita, especularita y algo de limonitas. El muestreo realizado arrojó leyes promedio de 5.69 % Zn, 0.02 % Pb, 0.10 % Cu y 0.15 Oz/Tc Ag.

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

2.5.2 Alteración y mineralización

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

2.5.3 Controles de mineralización

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

- Control estratigráfico

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

- 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.

CAPITULO III

MARCO CONCEPTUAL TEORICO

3.1 HISTORIA DEL SUBLEVEL CAVING

La técnica del Sub level caving según los primeros libros de minería se desarrolló en E.E.U.U. posterior al método del Top Slicing. Ello fue un proceso de la minería geométrica escalar. Block caving fue el siguiente paso del Sub level caving.

Janelid (1978) indica; en la primera aplicación del Sub level caving, el mineral no fue perforado ni volado completamente entre dos subniveles sin embargo ciertas partes fueron rotas debido a la cavidad inducida (de ahí el nombre sublevel caving).

Como el método es aplicado en la actualidad, la cantidad total de mineral entre los diferentes subniveles es roto (o lo mínimo que debería ser) usando perforación y voladura controlada. Si esto es realizado de una manera

racional y propia, habría buenas posibilidades de desarrollar un método de minado cual puede ser aplicado técnica así como económicamente en algún cuerpo mineralizado de tamaño, y propiedades geomecánicas disponibles.

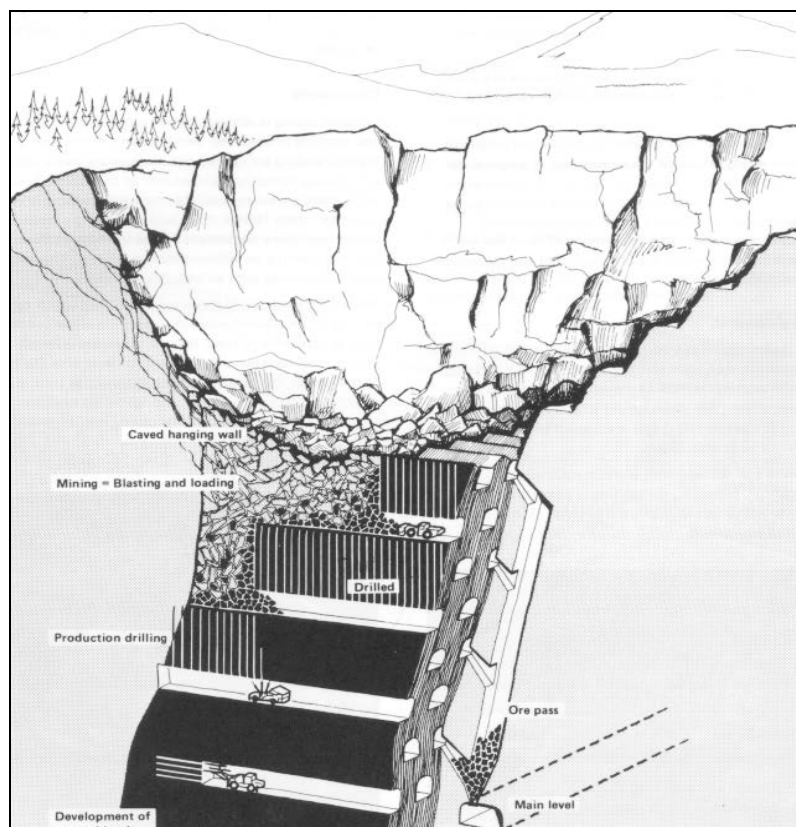


Figura 3.1 Diseño de explotación método Sub level caving

El Sub level caving es un método de minado masivo basado en la utilización del flujo gravitacional del mineral fragmentado mediante perforación, voladura, y el hundimiento de la roca estéril principalmente de la caja techo como se muestra en la figura 3.1.

Como cualquier otro método de minado, tiene ventajas y desventajas.¹

3.1.1 Ventajas del minado

- **Seguridad:** Todas las actividades mineras son ejecutadas en o desde aberturas relativamente pequeñas, proporcionando buenas condiciones para prevenir los accidentes, de esta manera se constituye en uno de los métodos de minado más seguros. En roca competente, la seguridad y estabilidad de las excavaciones puede ser lograda fácilmente con voladuras controladas o por combinación de las mismas con el sostenimiento (shotcrete). En rocas menos competentes, la estabilidad puede ser lograda por la combinación de voladura controlada y el sostenimiento mediante pernos, malla y shotcrete u otro que sea necesario.
- **Mecanización:** Las operaciones mineras puede comprender 4 grupos de operaciones unitarias: 1) desarrollo de las galerías o cruceros y su sostenimiento; 2) perforación en abanico; 3) voladura de producción (fragmentación); y 4) flujo de mineral, carguío y transporte. A causa de la naturaleza repetitiva de este sistema de minado, casi todas las actividades pueden ser estandarizadas. Esto significa un alto grado de mecanización. Las secciones de las labores mineras permiten el uso de equipo trackless.

¹ Extraído de: SME Mining Engineering Handbook
2nd Edition Volume 1
Senior Editor; Howard L. Hartman Professor Emeritus of Mining Engineering The University of Alabama

- **Flexibilidad:** La estandarización y especialización de las actividades mineras y equipos, en niveles separados (nivel inferior o nivel en desarrollo, nivel superior o nivel de producción), junto con el sistema de transporte trackless, crea un alto grado de flexibilidad. Esto permite un rápido inicio del minado y flexibilidad para hacer cambios en la tasa de producción.
- **Organización del trabajo:** Permite una buena concentración, organización y condiciones de trabajo. Normalmente, en el nivel inferior, son llevadas a cabo varias fases de desarrollo. Los niveles superiores están en varias fases de extracción. Por consiguiente, el trabajo puede ser fácilmente organizado en un sistema que excluya las interferencias en las actividades de minado.

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

3.1.2 Desventajas del minado

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

- Todo el mineral debe ser fragmentado mediante perforación y voladura, a fin de obtener un “material grueso” adecuado para ser extraído mediante flujo gravitacional.
- Pueden ocurrir diversos tipos de pérdidas de mineral, por ejemplo, cuando se ha alcanzado el límite de extracción, el mineral remanente altamente diluido representa una pérdida de mineral; o en las zonas pasivas del nivel de extracción, localizado entre las zonas activas del flujo gravitacional, se pierde algo de mineral. En general estas pérdidas pueden ser grandes, cuando el buzamiento del cuerpo mineral es cada vez menor.
- Se requiere una cantidad relativamente grande de desarrollos: galerías de transporte, generalmente ubicadas en la caja piso, en desmonte, en cada nivel; galerías de subniveles, que conectan el minado activo en el cuerpo con las galerías de transporte, estas galerías están parcialmente en desmonte y parcialmente en mineral; y a medida que el buzamiento del cuerpo sea menor, aumenta la longitud de estas galerías; también se requiere ore passes y un nivel de transporte principal, ubicado en desmonte. En adición se requieren uno o dos sistemas de rampas para proporcionar acceso a los equipos trackless a los varios subniveles. Todas estas labores tienen un alto costo, particularmente cuando se utiliza el sostenimiento intensivo en rocas de mala calidad.

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

3.2 PROGRAMA DE PRODUCCION SUBLEVEL CAVING

El principal objetivo de un planeamiento de producción es definir los ratios de producción en el sistema de minado. Esta decisión define el valor del proyecto minero. En el caso de una mina cuyo método es el sublevel caving, el programa de producción principalmente define la cantidad de toneladas a ser minado en cada periodo del plan para lograr el objetivo de un programa de producción dado. El plan de minado también define el número de draw points que necesitan ser construidos y su secuencia de explotación para sostener un planeamiento, es por este motivo que para calcular un programa

de producción muchas decisiones deben ser tomadas con respecto a la accesibilidad e infraestructura, mina y capacidad de planta y la secuencia de minado.



Figura 3.2 Típico programa de producción anual de Tinyag I

3.3 INCERTIDUMBRE EN LA PROGRAMACION DEL SUBLEVEL CAVING

La falta de un vínculo entre los modelos fundamentales y los parámetros de planeamiento permite una considerable incertidumbre en el proceso de planificación.

En esta disertación se tratará de explicar que la fuente de incertidumbre en un sublevel caving es debido a que no existe un claro método para incorporar la variabilidad natural del macizo rocoso en el proceso de diseño y planeamiento del sistema de minado. Una simulación de un sistema de minado debería evaluar e integrar los modelos fundamentales tales como distribución de esfuerzos, caveabilidad y el flujo de gravedad.

CAPITULO IV

ANALISIS DEL COMPORTAMIENTO DE FALLA EN LA INFRAESTRUCTURA MINERA DE TINYAG I

La infraestructura minera podría fallar debido a eventos geotécnicos que tienden a reducir su disponibilidad física. En particular, hay dos eventos geotécnicos; la fragmentación gruesa y los sobre esfuerzos, que afectan la productividad de la infraestructura en el método del sublevel caving. La fragmentación gruesa permite la formación de sobre tamaños reduciendo el tiempo efectivo de limpieza que se tiene para lograr el objetivo de producción dado. Asimismo los sobreesfuerzos generan inestabilidad en las labores de accesibilidad y/o producción y el posible colapso del área de producción.

En esta sección las características de la falla de infraestructura como un resultado de estos dos eventos geotécnicos serán estudiadas. Entonces la metodología será en cuantificar la disponibilidad de las labores como una función del ratio de ocurrencia de falla. Finalmente, se demostrará que la

confiabilidad, en particular del By Pass, tiene una relación con los eventos geotécnicos que se originan en la infraestructura minera.

4.1 DATOS OPERATIVOS

Un importante proceso de la investigación fue la colección de información registrada para demostrar los conceptos fundamentales presentados en esta disertación. Un resumen de la información geotécnica registrada es mostrado en la tabla 4.1

Tabla 4.1 Información geotécnica de mina Tinyag I

	Caja techo	Caja piso
RMR (Laubscher, 1989)	21-26	45-50

Fuente: Informe geotécnico de Consultor Ingeniero David Córdova

La información geotécnica presentada fue tomada de registros técnicos encontrados en la operación minera. Se puede observar las características del macizo rocoso, es en la caja piso donde se tiene las mejores condiciones, es por ello que las labores de desarrollo asociados al minado subterráneo están ejecutadas en ese punto.²

Las principales características del sistema de minado son mostrados en la tabla 4.2

² Se detallará en el Apéndice A lo referente a las características del macizo rocoso que se presenta en Tinyag I según Consultor Ingeniero David Córdova.

Tabla 4.2 Información operativa de mina Tinyag I.

S.C. transversal	
Método subterráneo	Corte avanzado
Profundidad (m)	2500
Producción (Tn/día)	660
Draw points	7
Cruceros de producción	10

Fuente: Información geotécnica acumulada del área de geomecánica.

4.1.1 Registro diario de extracción de tonelaje.

El tonelaje que se muestra en la tabla 4.3 corresponde a los registros diarios obtenidos de cada draw point activo de la mina Tinyag I. La observación en el incumplimiento del programa de extracción del tajo 472 Nivel 4506 fue debido a un derrumbe generado por sobreesfuerzos que existen en las labores de acceso a los draw points el cual afectó a tajos adyacentes.

Tabla 4.3 Ejemplo del tonelaje registrado de la mina Tinyag I

Nivel	Tajo	Ton Prog	Ton Real Ext.	Estado
4506	518	11795	10297	Roto F-10 de 13 filas
	506	10283	9602	Roto F-11 de 13 filas
	495	10265	8082	Roto F-9 de 13 filas
	483	7920	7295	Roto F-8 de 10 filas
	472	6338	2252	Derrumbe
4493	604	6794	5999	Roto F-4 de 9 filas
	592	6879	3878	Roto F-4 de 9 filas
	581	11491	2567	Roto F-2 de 14 filas
	569	9594	1515	Roto F-1 de 15 filas
	558	10551	885	Roto F-1 de 15 filas

Fuente: Registro de tonelaje extraído y acumulado de mina Iscaycruz

El tonelaje diario registrado es usado para calcular el tonelaje acumulado por draw point por mes. Este tonelaje es comúnmente usado para representar la vida de un draw point.

4.1.2 Registro diario del estado de la infraestructura minera.

El registro del estado corresponde a la información colectada diariamente referente al sostenimiento aplicado en el proceso de minado el cual referencia el estado físico de la infraestructura minera. La figura 4.1 muestra la tendencia del estado de sostenimiento aplicado por periodos según el proceso programado. Usualmente hay un registro del estado de la

infraestructura por día, sin embargo una infraestructura (By Pass, Rampa) podría representar diferentes estados dentro de un día de operación.

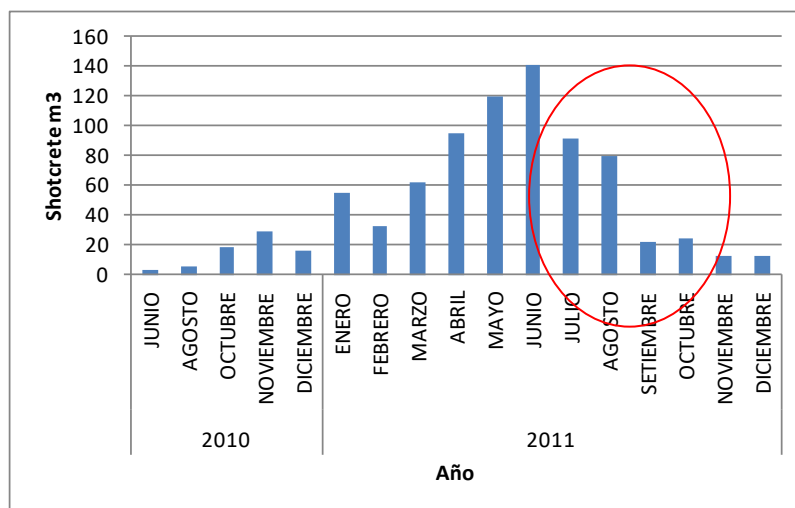


Figura 4.1 Consumo de shotcrete vía seca utilizado en la mina en Tinyag I³

La curva que representa la tendencia del shotcrete aplicado, es debido a la profundización de la mina en los años que se detallan en la grafica y a las continuas aplicaciones de shotcrete en el proceso de operación (resanes). Esta información es importante ya que nos referencia el comportamiento de la infraestructura minera mientras se va profundizando. Asimismo la tendencia creciente de la curva a partir de setiembre baja pues en esos meses se empieza a trabajar con sostenimiento consistente de cimbras lo cual garantiza un mejor comportamiento ante las deformaciones que se presentan en el terreno debido a los altos esfuerzos inducidos que se generan en el minado.

³ En el grafico se observa que la tendencia es creciente luego decreciente debido a la aplicación de otros métodos de sostenimiento (cimbras), lo cual aumenta la confiabilidad de la infraestructura minera.

4.1.3 Registro de convergencia de labores en interior mina.

El resultado del registro de convergencia es el monitoreo de desplazamientos en diferentes ubicaciones a lo largo de la infraestructura que esté relacionada directamente con la producción utilizando para ello la cinta extensométrica. La Tabla 4.4 muestra un ejemplo de la data de convergencia colectada en el nivel 4466 By Pass 430 N en mina Tinyag I.

El propósito del monitoreo de convergencia es que nos facilite una mejor comprensión de los desplazamientos que se producen en los laboreos localizados en el nivel de producción. Asimismo que estos monitoreos nos brinden información acerca el estado de las labores ante los esfuerzos inducidos y el comportamiento de los mismos durante la explotación y producción. Estos datos son importantes para el planeamiento y operación de la mina. Varias estaciones de convergencia son instaladas a los largo de la infraestructura como se muestra en la figura 4.2 y son monitoreadas una vez por semana; sin embargo, si la estación muestra una alta convergencia, el monitoreo es realizado en forma diaria⁴.

⁴ Es importante que este monitoreo se realice en labores donde haya producción para saber el estado de la infraestructura minera y así esta información pueda servir para ejecutar el planeamiento de meses posteriores o para la planificación a largo plazo.

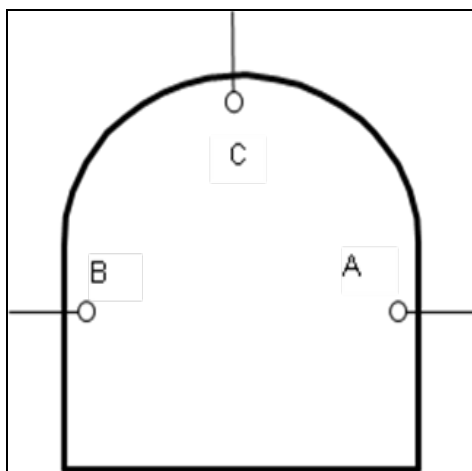


Figura 4.2 Detalle de la ubicación de los puntos de monitoreo de desplazamiento

La ubicación de los puntos de monitoreo en el campo, es importante para hacer una referencia acerca de los desplazamientos in situ. Asimismo, es necesario que todo el personal involucrado en la operación tenga conocimiento de la localización de estos para su respectivo cuidado.⁵

⁵ Comentario del Jefe de Geomecánica Mina Iscaycruz Ingeniero Freddy Picho Torres

Tabla 4.4 Medida de convergencia tomadas a lo largo del By Pass Nv. 4466

Pto	Fecha	Temp °C	Cinta (m)	Medición (mm)	Hz_Incr (mm)	Velocidad (mm/tiempo)	Aceleración (mm/tiempo ²)
01 A-B	29/05/2011	14.20	4.80	4841.770	0.000	0.0000	0.000
01 A-B	13/09/2011	12.00	8.80	4840.166	-1.604	-0.0150	0.000
01 A-B	15/09/2011	12.00	8.80	4840.786	-0.984	0.3100	0.162
01 A-B	20/11/2011	8.40	8.80	4838.864	-2.906	-0.0291	-0.005
01 A-C	29/05/2011	10.20	3.55	3567.487	0.000	0.0000	0.000
01 A-C	13/09/2011	12.00	7.55	3564.741	-2.746	-0.0257	0.000
01 A-C	15/09/2011	9.0	7.55	3564.627	-2.860	-0.0570	-0.016
01 A-C	20/11/2011	8.3	7.55	3563.738	-3.749	-0.0135	0.001
01 B-C	29/05/2011	10.2	3.30	3315.339	0.000	0.0000	0.000
01 B-C	13/09/2011	12.0	7.30	3316.398	1.059	0.0099	0.000
01 B-C	15/09/2011	9.0	7.30	3317.033	1.694	0.3173	0.154
01 B-C	20/11/2011	8.2	7.30	3316.782	1.443	-0.0038	-0.005

Fuente: Registro diario analizado por el área de geomecánica mina

Iscaycruz

Esta información es importante para conocer la dirección de los esfuerzos inducidos en el campo. Los datos resaltados en la tabla son aquellos donde la convergencia y la divergencia están en círculo rojo y azul respectivamente.

4.1.4 Programa de producción.

Es usual que las minas tengan los objetivos de producción globales por año o por semestres y es probable que en sus programaciones no se tomen en cuenta los factores que se están presentando en esta investigación. Lo que se quiere lograr es que el sublevel caving al ser un método no muy complejo, preste atención a los detalles operativos para capturar las diferentes situaciones operacionales y geotécnicas que podrían ayudar a la ingeniería minera y geológica para entender el fenómeno del caving y sus implicaciones en la producción. Asimismo entender la importancia de los datos operativos y cómo estos se relacionan con la información de planificación y cómo influyen en el incumplimiento de la programación en la producción.

4.2 EFECTOS DE LOS EVENTOS GEOTECNICOS EN LOS PROGRAMAS DE PRODUCCION

Las actividades en el sublevel caving son continuamente interrumpidas debido al daño de la infraestructura, como resultado de los eventos geotécnicos. Uno de las más significantes interrupciones en mina Tinyag I, es el daño que se producen en los By Passes por los esfuerzos inducidos que requiere reparación ya que podría dificultar la producción por un periodo de semanas o meses. Asimismo una interrupción son los sobre tamaños que se genera en los draw point debido al proceso de voladura, esto conlleva a

la actividad de la voladura secundaria y así minimizar el tamaño de los bloques en el tajo.

4.2.1 Efecto de los esfuerzos inducidos en el programa de producción.

En la figura 4.3, se detalla las metas físicas (programa de avances del año 2011 y un remanente del 2010) de forma gráfica.

En estos puntos por la profundización misma de la mina, la convergencia es relevante haciendo que el avance sea lento y se resanen constantemente los by passes y labores de producción para cumplir con el plan de minado.⁶

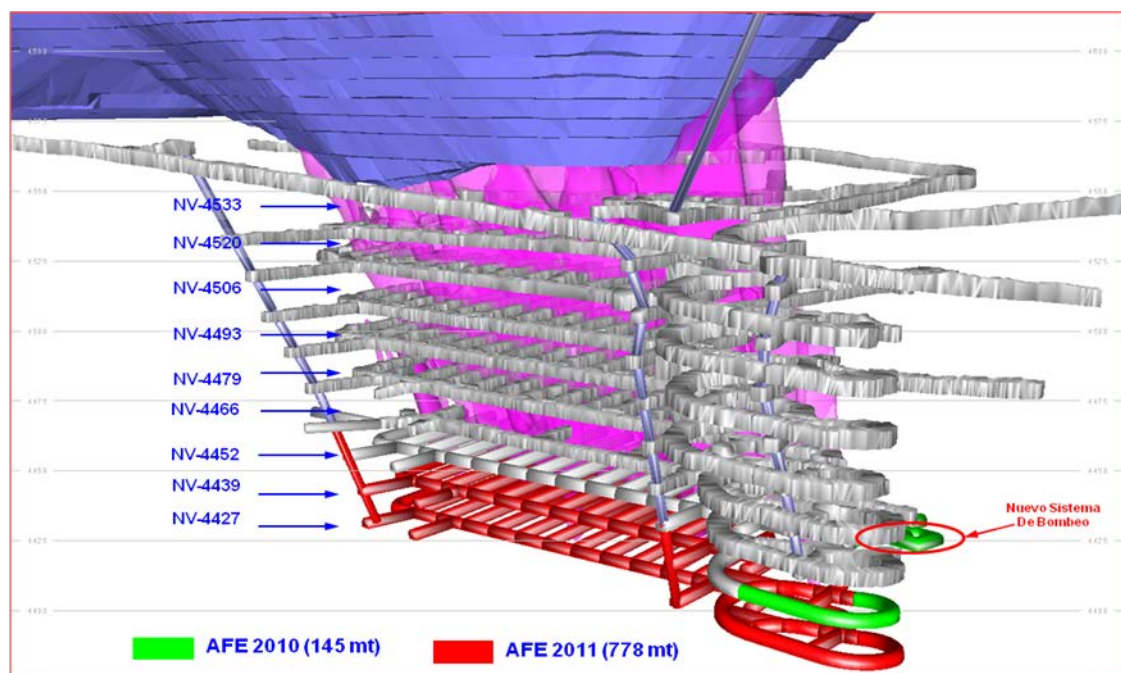


Figura 4.3 Detalle de la programación anual en avances 2011

⁶ En la figura 1.7 se nota el Nv. 4466, punto donde se realizó el monitoreo de convergencia (tabla 1.4). Los resultados demuestran la dificultad para planear en este tipo de método de minado por las altas concentraciones de esfuerzos que se tienen en el By Pass.

Encontraremos relación entre las deformaciones y el uso de shotcrete en los niveles de producción⁷, con los datos que fueron presentados anteriormente, es por ello que el análisis de las curvas es muy importante, pues son un aporte para el planeamiento de los meses posteriores.

4.2.2 Esfuerzos inducidos en el nivel de producción

En el minado del subnivel caving la secuencia de ejecución de los draw points es importante para evitar la concentración de esfuerzos en un nivel de producción. Si se explota un draw point el cual no continúa la secuencia del resto del área de producción se generaran altos desplazamientos por las altas concentraciones de esfuerzos lo cual generaría derrumbes, accidentes, demoras en el ciclo etc. En la figura 4.4, se observa la secuencia detallada con colores, esto permite una mayor comprensión acerca de la secuencia del método de minado, así como los objetivos planteados en el año para el área de Ingeniería operativa.

⁷ Datos presentados en la tabla 1.4 y en la figura 1.5

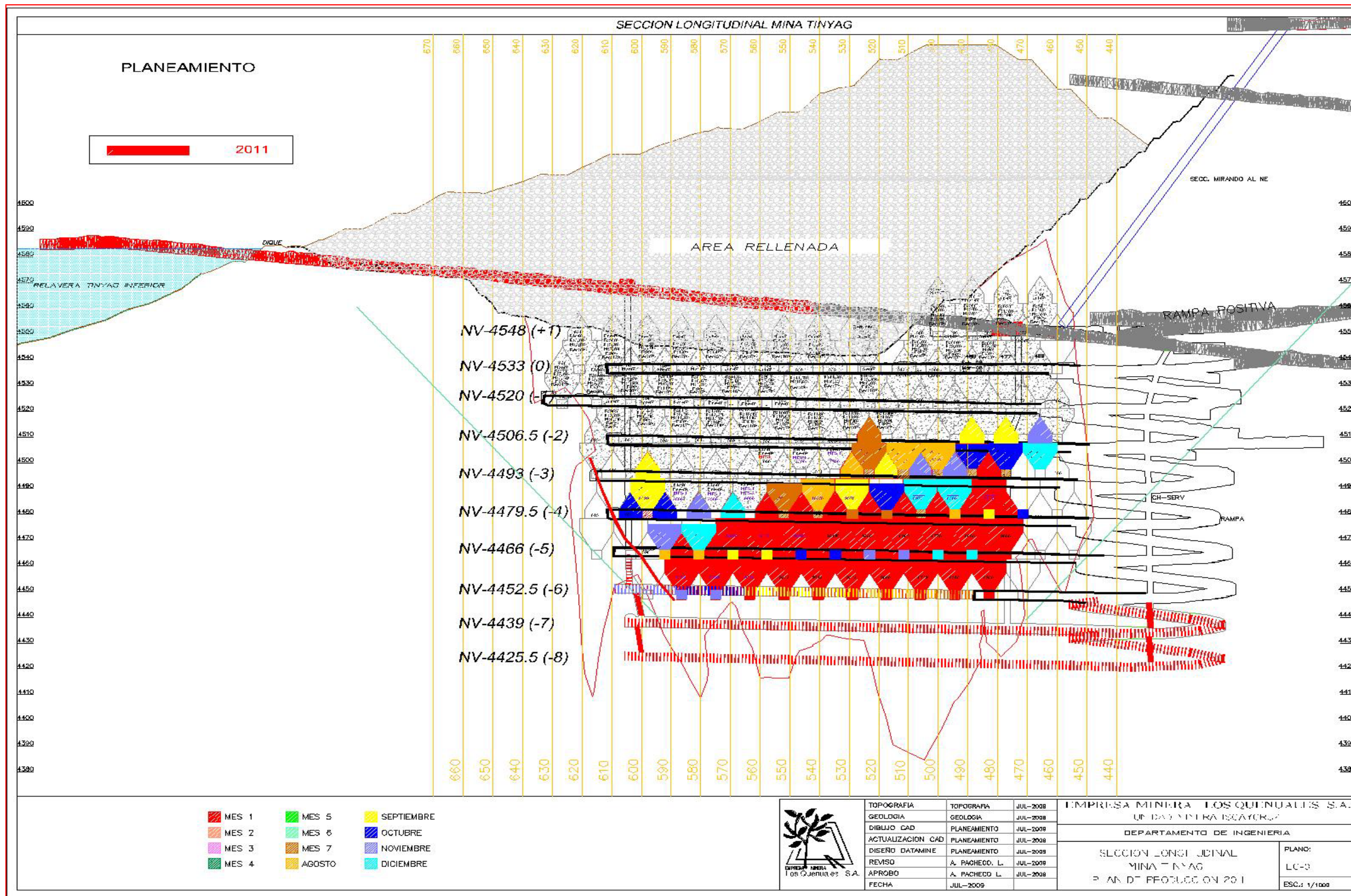


Figura 4.4 Detalle de la programación anual en producción 2011

Las observaciones de convergencia tomadas en mina, fueron utilizadas para estudiar este fenómeno y así poder relacionarlas con los objetivos de producción y demostrar la hipótesis que se plantea en el inicio de la investigación. La figura 4.5, muestra el sostenimiento que se aplica en una labor de prioridad (By pass Nv. 4452); el uso de cimbras en este punto es necesario ya que la labor es permanente asimismo es una labor con un tonelaje comprometido en el mes de producción.



Figura 4.5 Aplicación de sostenimiento en crucero de producción (By Pass Nv. 4452)

4.2.3 Efecto de los sobre tamaños en el programa de producción.

Los sobre tamaños en la operación de la mina que se describe, son poco notorios debido al control de voladura que se lleva a cabo en la operación. En el sub level caving es prioritario el análisis del tipo de malla de perforación y la distribución de los taladros pues si no se tiene un control en ello las cajas podrían ser afectadas aumentando la dilución y minimizando la recuperación del mineral. La explicación del tipo y distribución de taladros en la malla de perforación se presentará en el anexo B.

4.3 FALLA EN LA INFRAESTRUCTURA MINERA

Se ha mostrado que los eventos geotécnicos y la fragmentación, afectan la productividad del sistema de minado siendo una más relevante que la otra. En esta sección las características de las fallas serán estudiadas para lograr un mejor entendimiento en la relación entre falla operativa en la infraestructura minera y el rendimiento de producción.

Es relevante tener en cuenta que en el tiempo, el acumulado de fallas operativas en nuestro caso de estudio es consecuencia de la alta convergencia producto del minado, lo cual se debe analizar en función al tonelaje involucrado en el nivel de extracción. En la figura 4.6 se observa

que entre los meses de enero y diciembre del 2011 el acumulado de resanes sigue una función creciente; asimismo, el tonelaje extraído en el tiempo disminuye debido a la presencia de fallas operativas lo cual demuestra de alguna manera la hipótesis planteada al inicio de esta investigación.

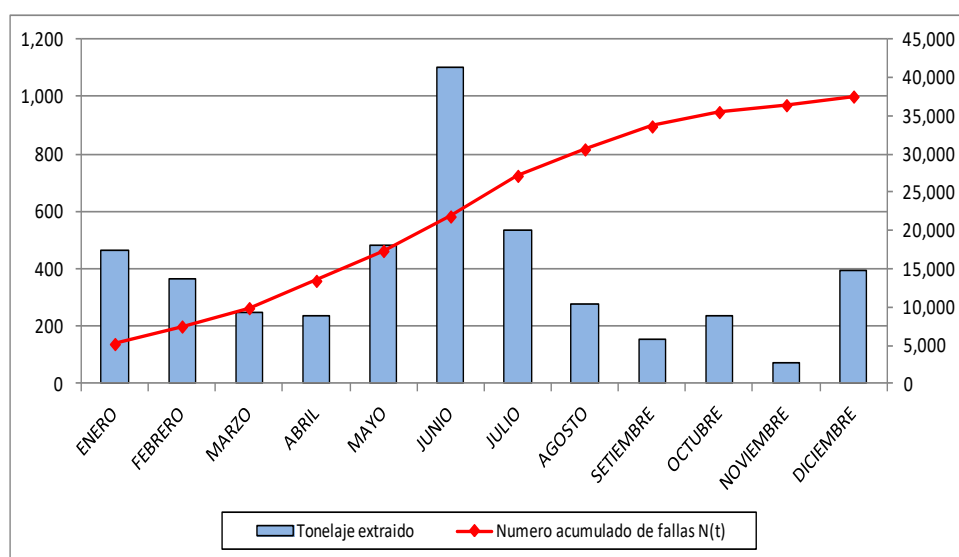


Figura 4.6 Número acumulado de fallas versus tonelaje extraído

El análisis se realizó con datos que fueron registrados por un año en zonas donde se ejecutaron resanes los cuales se relacionaron con las mermas de producción. Análisis de la investigación se muestra en la tabla 4.5.

Tabla 4.5 Estimación del ratio de ocurrencia de falla (ROCOF)

Año	Tiempo de falla (meses)	N(t)	Tonelaje acumulado (Tons)	Incremento de tonelaje (Tons)	$\hat{\omega}(T)$ (Fallas/Ton)
2,010	NOVIEMBRE	29	7,731	7,731	0.0038
2,010	DICIEMBRE	30	12,514	4,783	0.0002
2,011	ENERO	55	30,002	17,488	0.0014
2,011	FEBRERO	61	43,696	13,694	0.0001
2,011	MARZO	64	53,041	9,344	0.0005
2,011	ABRIL	95	61,907	8,866	0.0037
2,011	MAYO	104	80,000	18,093	0.0005
2,011	JUNIO	120	103,107	41,200	0.0006
2,011	JULIO	142	123,243	20,136	0.0011
2,011	AGOSTO	92	133,653	10,410	-0.0048
2,011	SEPTIEMBRE	80	139,467	5,814	-0.0021
2,011	OCTUBRE	50	148,324	8,858	-0.0034
2,011	NOVIEMBRE	24	151,069	2,745	-0.0095
2,011	DICIEMBRE	30	165,808	14,739	0.0004

Fuente: Área de planeamiento mina Iscaycruz

La segunda columna de la tabla 4.5, muestra el tiempo en el cual una infraestructura minera tiende a fallar. La tercera columna, muestra el número de fallas que es representado con el número de resanes que fueron registrados en la infraestructura minera. La cuarta columna, muestra el tonelaje acumulado que se relaciona con la disponibilidad de la infraestructura analizada en el tiempo de falla. La quinta columna, muestra el cálculo del incremento de tonelaje entre tiempos de falla. La última columna, muestra el cálculo del ratio de ocurrencia de falla por tonelada extraída de una infraestructura minera. Es importante observar que desde julio 2011, el número de fallas operativas disminuye considerablemente pues la decisión posterior a esta fecha fue hacer uso de cimbras debido a los constantes resanes aplicados lo cual no estaba planeado a inicios de año.

El ratio de ocurrencia de falla de un By Pass (By Pass ROCOF) representa la frecuencia en la cual un By Pass falla en un intervalo de tonelaje ΔT . Usualmente es usado para representar el comportamiento de falla de un componente no reparable.

El ROCOF By Pass esta dado por:

$$\boxed{w(T) = \frac{d}{dt} E[N(T)]} \quad (4.1)$$

Donde $w(T)$ es el ROCOF By Pass, $E[N(T)]$ es el valor esperado del número de fallas, $N(T)$ en el intervalo de tonelaje $(0, T]$.

Para un intervalo discreto de tonelaje (ΔT) la ecuación, vendría a ser la siguiente:

$$\boxed{w(T) = \lim_{\Delta T \rightarrow 0} \frac{E[N(T + \Delta T) - N(T)]}{\Delta T}} \quad (4.2)$$

Si ΔT es pequeño, $E[N(T + \Delta T) - N(T)] = M(T, T + \Delta T)$, el principal numero de fallas en el intervalo de toneladas. Entonces un estimador para $w(T)$ seria

$$\boxed{\hat{w}(T) \approx \frac{M(T, T + \Delta T)}{\Delta T}} \quad (4.3)$$

La ecuación 4.3, será usada para estimar el ROCOF By Pass para un intervalo de tonelaje ΔT . La tabla 4.5, muestra la aplicación de la ecuación (4.3) para estimar el ROCOF del By Pass durante la producción histórica de los puntos que intervienen en el minado.

La figura 4.7, muestra un ploteo del By Pass ROCOF contra el tonelaje acumulado relacionado a esa infraestructura minera. De esto es posible observar tres áreas en el cual la tendencia a fallar cambia. Entre 0 y 40,000 toneladas, hay un decrecimiento en la tendencia a fallar que es alta. Entre 40,000 y 100,000 toneladas, hay una relativa constancia a fallar. Sobre las 100,000 toneladas, hay un incremento en la tendencia a fallar por el desgaste de la infraestructura. Este comportamiento podría ser explicado por la naturaleza del método de minado en el cual al inicio de la vida de un By Pass hay una elevada probabilidad de experimentar fallas que descienden rápidamente con el tiempo. Entre 40,000 y 100,000 toneladas, existe alguna probabilidad de experimentar falla por el tiempo acumulado y por la acumulación de esfuerzos. Sobre las 100,000 toneladas, empieza a debilitarse el sostenimiento y se muestran los daños haciendo que la probabilidad de falla aumente.

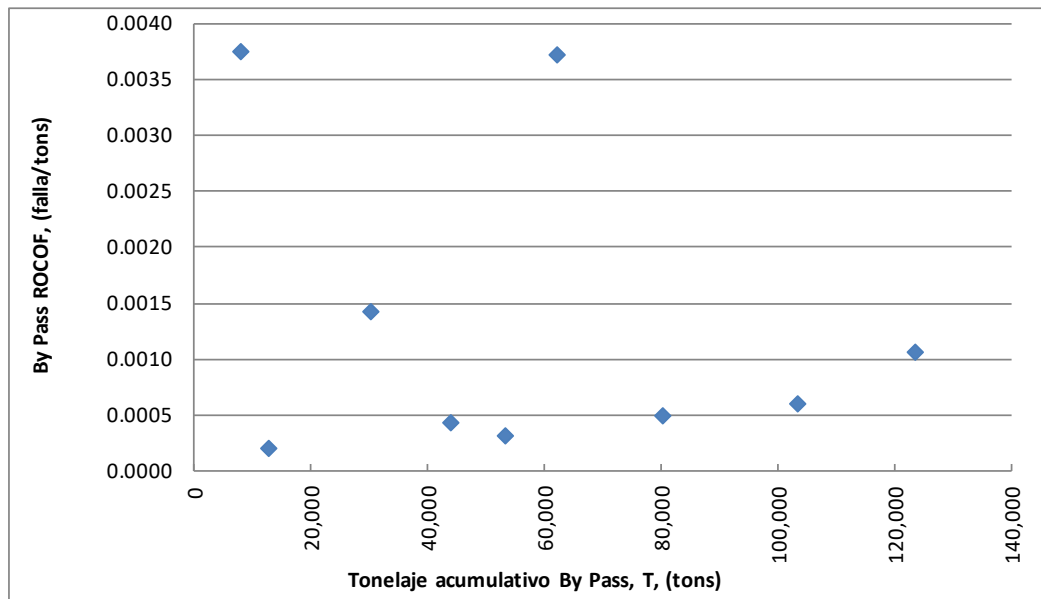


Figura 4.7 ROCOF Experimental para un By Pass

La curva ROCOF para un By Pass mina Tinyag I fue calculada usando el siguiente procedimiento:

- 1) Calcular el tonelaje acumulativo extraído y que se relaciona con el By Pass (BP Nv. 4466) por mes para el tiempo bajo estudio.
- 2) Calcular el número de fallas del By Pass por mes para el tiempo bajo estudio.
- 3) Para cada intervalo de 10,000 toneladas acumuladas, calcular el número promedio de fallas.
- 4) Plotear el cálculo ROCOF versus el tonelaje acumulado.

Es interesante hacer una analogía entre el ROCOF By Pass y un ratio de falla de un componente mecánico como se muestra en la figura 4.8.

El ratio de falla de un componente mecánico, frecuentemente llamado curva “tina de baño” debido a su característica forma representa la evolución de la tendencia de un componente mecánico a fallar durante su vida.

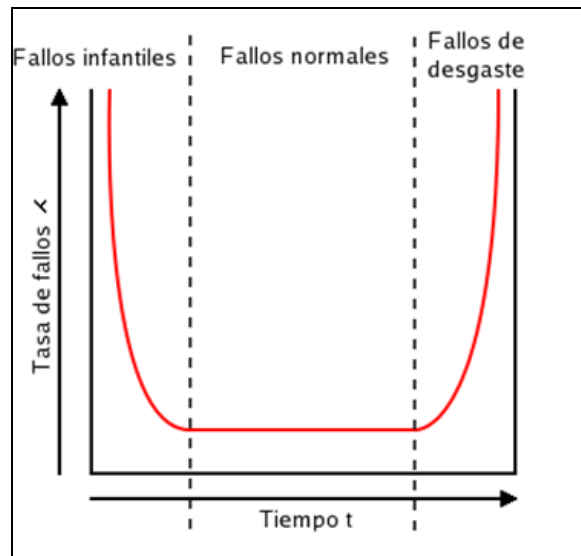


Figura 4.8 Curva tina de baño para un componente mecánico

En ella se pueden apreciar tres etapas:

- Fallos iniciales: esta etapa se caracteriza por tener una elevada tasa de fallos que desciende rápidamente con el tiempo. Estos fallos pueden deberse a diferentes razones como equipos defectuosos, instalaciones incorrectas, errores de diseño del equipo, desconocimiento del equipo por parte de los operarios o desconocimiento del procedimiento adecuado.
- Fallos normales: etapa con una tasa de errores menor y constante. Los fallos no se producen debido a causas inherentes

al equipo, sino por causas aleatorias externas. Estas causas pueden ser accidentes fortuitos, mala operación, condiciones inadecuadas u otros.

- Fallos de desgaste: etapa caracterizada por una tasa de errores rápidamente creciente. Los fallos se producen por desgaste natural del equipo debido al transcurso del tiempo.

La similitud del ROCOF de un componente de mina es evidente. Esta analogía es usada para introducir el concepto de confiabilidad posteriormente.

4.4 CONFIABILIDAD DEL BY PASS COMO UN INDICADOR DE LOS EVENTOS GEOTECNICOS

En la sección previa, dos eventos geotécnicos fueron estudiados: sobre tamaños y desplazamientos a lo largo de un By Pass producto de los esfuerzos inducidos generados en el minado, asimismo se mostró que estos eventos geotécnicos son correlacionados con la productividad de la infraestructura minera analizada.

En esta sección, la confiabilidad de un By Pass será introducida como un parámetro de planeamiento que podría asumir los efectos de estos eventos geotécnicos. La confiabilidad de un By Pass, es definida como la probabilidad que la infraestructura minera estaría disponible para producir cierta cantidad de tonelaje en un periodo dado de tiempo. El objetivo de esta definición es usar la confiabilidad del By Pass como un

parámetro de planeamiento que facilite la estimación de la confiabilidad del sistema de minado, como si fuera un componente mecánico.

Se define confiabilidad, como la probabilidad de que un elemento ejecute una función requerida bajo condiciones para un periodo de tiempo. Note que esto implica que el elemento podría estar en activa operación o disponible para operar si es requerido. En este contexto, la confiabilidad de un componente dado (r) está relacionada a la probabilidad de falla (p), a través de la ecuación:

$$\boxed{r = 1 - p} \quad (4.4)$$

La confiabilidad de un By Pass es definida como la probabilidad que esta infraestructura minera no falle para producir cierto tonelaje ΔT . Esta probabilidad será calculada como una función de la curva ROCOF By Pass el cual es el natural estimador de la tendencia a fallar de un By Pass.

4.4.1 Medida de la confiabilidad de un By Pass

Podemos definir una relación entre el ROCOF y un estimado de la confiabilidad de un By Pass. La confiabilidad de un By Pass que produce (T) toneladas puede ser expresada como:

$$\boxed{R(T) = 1 - F(T) = P(T_0 > T)} \quad (4.5)$$

Entonces conociendo el ratio de ocurrencia de falla que es la probabilidad que un By Pass fallaría dentro del tonelaje $(T, T + \Delta T)$, $w(T)$ puede ser escrita como:

$$w(T) = \lim_{\Delta T \rightarrow 0} \frac{P(T < T_0 < T + \Delta T / T_0 > T)}{\Delta T} \quad (4.6)$$

Usando teoremas para resolver probabilidades condicionales puede ser reescrita como:

$$w(T) = \lim_{\Delta T \rightarrow 0} \frac{P(T < T_0 < T + \Delta T / T_0 > T)}{\Delta T} = \lim_{\Delta T \rightarrow 0} \frac{F(T + \Delta T) - F(T)}{\Delta T} \cdot \frac{1}{R(T)} \quad (4.7)$$

De ecuación $\dot{R}(T) = - \lim_{\Delta T \rightarrow 0} \frac{F(T + \Delta T) - F(T)}{\Delta T}$. Sustituyendo en ecuación

$$w(T) = - \frac{\dot{R}(T)}{R(T)} \quad (4.8)$$

Integrando la ecuación dada anteriormente:

$$\ln[R(T + \Delta T)] - \ln[R(T)] = - \int_T^{T+\Delta T} w(u) du \quad (4.9)$$

El By Pass está en funcionamiento luego de producir (T) toneladas, entonces $R(T) = 1$. Debido a esto, la ecuación se plantearía como:

$$R(T + \Delta T) = \exp \left[- \int_T^{T+\Delta T} w(u) du \right] \quad (4.10)$$

Para poder resolver la ecuación (4.10) es necesario conocer la forma de la función $w(u)$. En este caso $w(u)$ será conocido directamente de la curva ROCOF del By Pass. Entonces la curva será reemplazada en la ecuación (4.10) resultando en la siguiente expresión para estimar la confiabilidad del By Pass.

$$\boxed{\frac{dR(T + \Delta T)}{dT} = \exp[-w(u)]} \quad (4.11)$$

La estimación de la confiabilidad del By Pass, será utilizada para compararla contra la convergencia medida en campo.

4.4.2 Efecto de los esfuerzos inducidos en la confiabilidad del By Pass

Los esfuerzos inducidos han sido reconocidos como la más importante causa de los problemas operativos, en el proceso de minado. La figura 4.9, muestra una correlación negativa con respecto al número de fallas dados por los esfuerzos inducidos, como resultado de la redistribución de esfuerzos y la confiabilidad de un By Pass. Basado en la información empírica de Iscaycruz, es posible concluir que la confiabilidad de un By Pass representa el más importante factor geotécnico que desencadena la falla del By Pass, con la consecuente pérdida en la producción mensual. La conclusión es muy importante, pues implica que los factores geotécnicos pueden ser representados por una simple medida operacional tal como la confiabilidad de un By Pass.

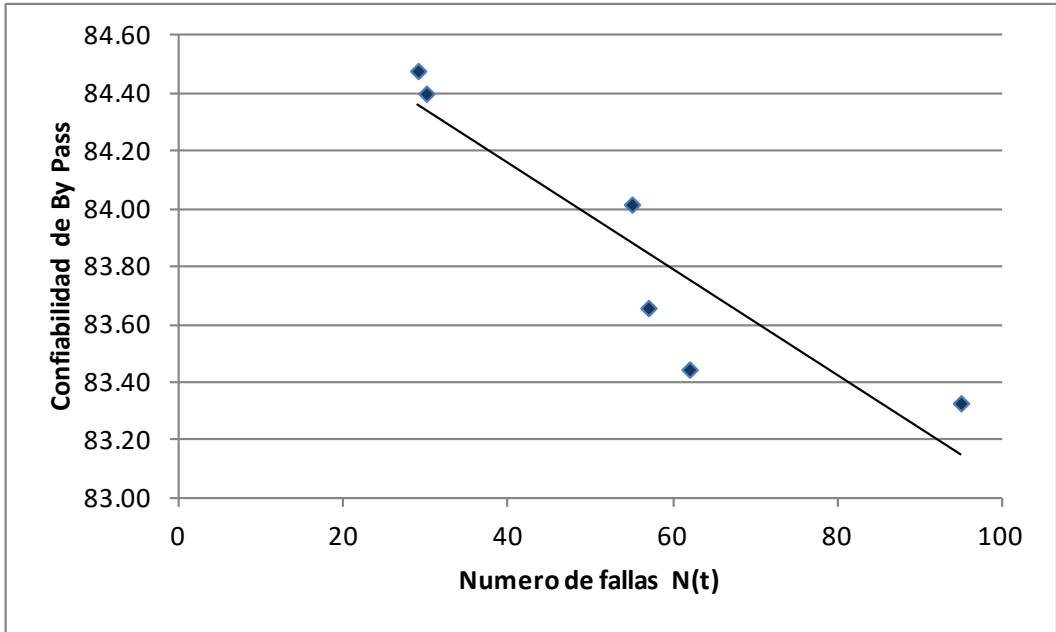


Figura 4.9 Efecto de los resanes (números de falla) en la confiabilidad de un By Pass

CAPITULO V

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN INTRODUCIENDO EL CONCEPTO DE CONFIABILIDAD AL METODO SUBLEVEL CAVING

Uno de los principales objetivos de la presente investigación es analizar la confiabilidad de la infraestructura minera la cual influye en forma negativa en el plan de producción. Esto puede ser denominado como la confiabilidad de un programa que representa la incertidumbre de un sistema de minado para lograr un objetivo de producción como resultado de los eventos geotécnicos que afectan la disponibilidad de la infraestructura minera.

5.1 DEFINICION DEL SISTEMA DE CONFIABILIDAD

Ejemplos clásicos de utilizar la metodología tradicional de planificación son la mina Casiar en British Columbia, Canadá, reportado por Carew (1992) en que la planificación de producción no se ajustó al método de

explotación, generando el colapso de la mina. Palabora en Sudáfrica, reportado por Moss (2004), en que la producción de la mina nunca alcanzó la promesa productiva debido a la falta de integración entre el método de explotación y la planificación de la producción. En Padcal, Filipinas, reportado por Dolipas (2000), se produce el colapso de la mina producto de la falta de control en la extracción de producción, la cual no se encuentra integrada con la planificación de corto y mediano plazo. En Northparkes, Australia, reportado por Van As et al (2000), se produce un colapso de roca donde ocurren pérdidas de vidas humanas y la venta de la compañía minera. En Sub 6 (El Teniente, Chile), producto de los estallidos de roca (rock burst) se producen pérdidas de vidas humanas y el cierre de la mina, habiéndose materializado una inversión cercana a los 500 millones de dólares y del orden de 300 millones de reservas minerales. Lo anterior se atribuye al desconocimiento del macizo rocoso y a la falta de integración del comportamiento geotécnico y la variabilidad del recurso mineral en el cálculo de los programas de producción.

La teoría de la confiabilidad aplicada a la infraestructura minera nace como una respuesta a la necesidad de entender el comportamiento aleatorio del proceso productivo minero, enfocándose principalmente en aquellas variables netamente productivas; es decir, no se consideran la variabilidad de leyes ni de mercados, pero si del entorno productivo. En otras palabras esta teoría busca comprender, cuantificar y explicar cómo la ocurrencia de interferencias operativas está asociada intrínsecamente

a la disponibilidad de infraestructura del método de explotación en estudio y a su productividad.

El concepto de confiabilidad aplicado a minería fue por primera vez introducido por Dotson (1966), describiendo principalmente los modos de falla de los equipos y su influencia en la productividad. Posteriormente Kumar y Granholm (1988) construyeron modelos de confiabilidad para soportar diseños, planeamientos y operaciones principalmente orientadas al rendimiento de equipos. Estos autores se concentraron en usar confiabilidades para identificar los subsistemas no confiables y la implicancia económica en estos subsistemas.

Ramani (1989), también discutió la aplicación de los conceptos de confiabilidad, mantenibilidad y disponibilidad para estudiar la disponibilidad de los subsistemas de sistemas de minado de taladros largos (longwall). Kasakidis y Scoble (2002), usan distribuciones continuas para modelar confiabilidades y funciones de riesgo para los componentes de los sistemas de minado presentados en la figura 5.1. Estos autores usan diferentes distribuciones de probabilidades para modelar ratios de falla de diferente infraestructura minera.

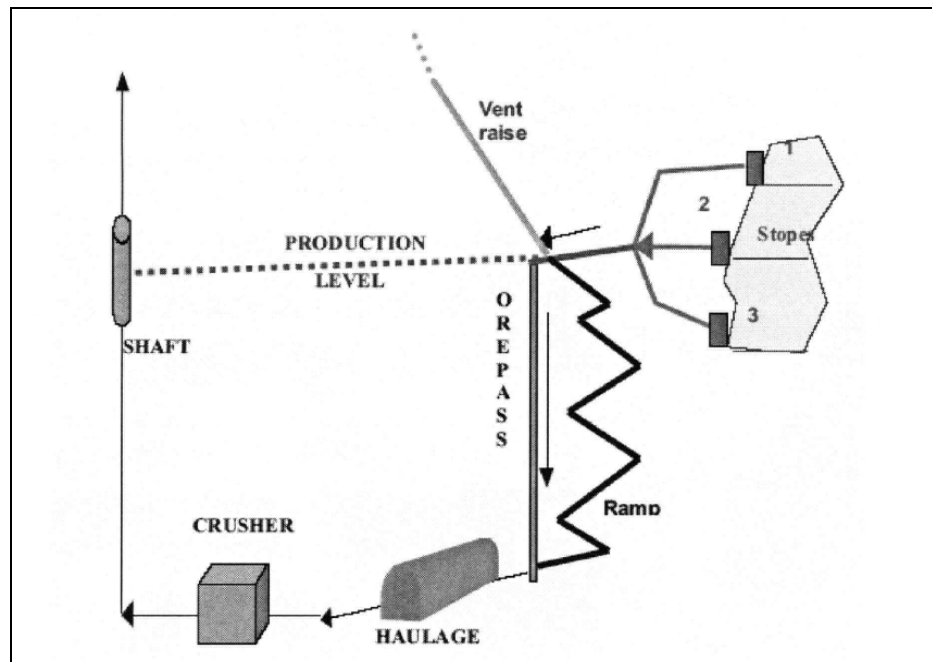


Figura 5.1 Componentes de un sistema de minado tradicional (Kasakidis y Scoble, 2012)

Para calcular la confiabilidad de un sistema basado en la confiabilidad de sus componentes un “Diagrama de bloques de confiabilidades” es usado para representar la relación jerárquica entre los diferentes componentes de un sistema. Componentes individuales de un sistema puede ser conectado en combinaciones de serie, paralelo y serie-paralelo.

El sistema mostrado en la figura 5.2, muestra diferentes niveles de confiabilidad. El sistema en serie de la figura 5.2 (a), es el menos confiable ya que todos los componentes deben funcionar para alcanzar un buen desempeño del sistema. El sistema paralelo en figura 5.2 (b), es un sistema más confiable pues con ello alcanzaríamos un resultado más satisfactorio.

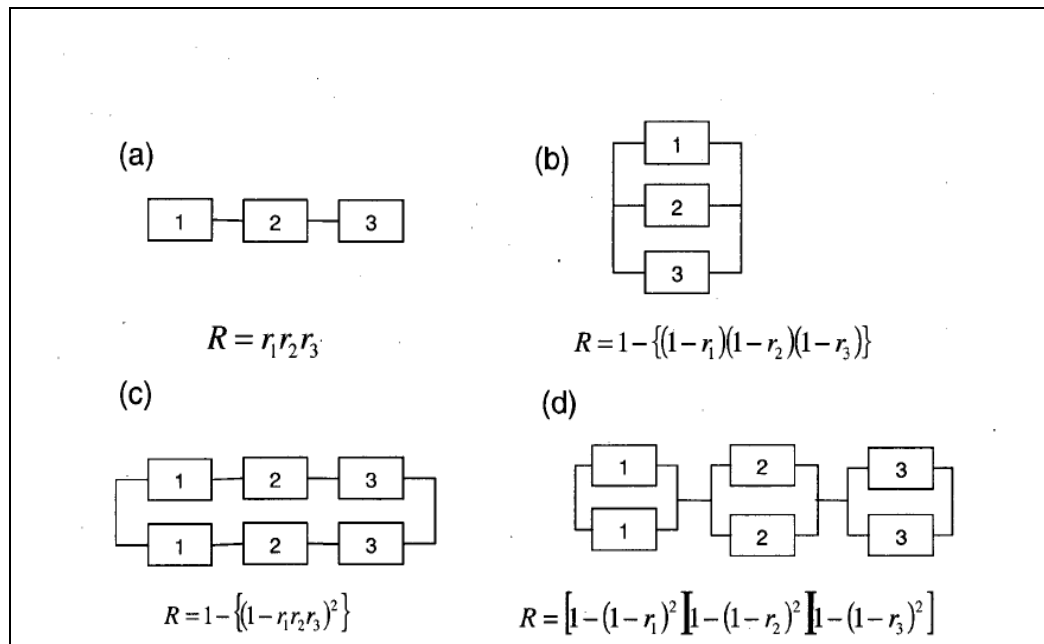


Figura 5.2 Sistemas de confiabilidad basados en confiabilidades de los componentes r_1 , r_2 , r_3 (Hoyland y Rausand, 1994)

El sistema de confiabilidad, aplicado a componentes de equipos mecánicos, es definido por Ramakumar⁸ como la probabilidad que el sistema funcionará por un rango específico de tiempo bajo determinadas condiciones. Además, afirma que para determinar un sistema de confiabilidad existen 3 pasos fundamentales que son:

- Construir un modelo de confiabilidad (representativo y simple, basado en suposiciones que deben ser válidas, descomponibles y operativas).
- Analizar un modelo y calcular una tasa de falla (calcular un índice para cada componente).

⁸ R. Ramakumar; "Reliability Engineering: Fundamentals and Application", Prentice-Hall, Englewood, Cliffs, 1993.

- Evaluar e interpretar los resultados (precisión de los resultados, comparar con otros periodos ya conocidos).

Por otro lado, Basovsky⁹ define la confiabilidad como un sistema que expresa en números la oportunidad de un equipo de operar sin falla por un período de tiempo en un ambiente para el cual fue diseñado y afirma que la confiabilidad de un equipo complejo dependerá de la confiabilidad de sus componentes y estos de su tasa de falla.

En ambos casos, la tasa de falla es incorporada como un indicador que permite estimar cuántas fallas ocurrirán por periodo de tiempo y su inversa mostrará el tiempo promedio entre cada una de estas.

Además según Basovsky, la tasa de falla se puede descomponer en 3 etapas de fallas que fueron observadas de componentes o equipos mecánicos. Estas 3 etapas de fallas conforman la llamada curva tipo “tina de baño” y se describen a continuación.

- Fallas tempranas. Son producto de una mala construcción y se solucionan con procesos llamados “burn-in” o “debugging” que es probar el equipo y reemplazar lo que falla antes de ponerlo en operación.
- Fallas operacionales. Ocurren cuando el equipo ya está en operación, no se pueden eliminar ni predecir, pero siguen ciertas

⁹ Basovsky Igor, Reliability: Theory and Practice.

reglas de comportamiento en que la frecuencia por largos períodos de tiempo es aproximadamente constante.

- Fallas de desgaste. Ocurren al final de la vida útil del equipo producto de desgaste y cuando los componentes tienen poca mantención. La ventaja de estas es que se pueden predecir.

En la aplicación a la planificación minera, Rubio¹⁰, define la confiabilidad de un punto de extracción como la probabilidad que esté disponible para producir cierto tonelaje en un periodo dado y la confiabilidad de la mina como la probabilidad del sistema de tener la infraestructura suficiente para lograr un objetivo en un periodo dado.

Además, define el concepto de Rocof (rate of occurrence of failure) como la tasa de ocurrencia de falla que representa la frecuencia de fallas de un punto de extracción en un intervalo de tonelaje dado.

Este índice fue desarrollado con los siguientes parámetros:

- Producción diaria. Cantidad de toneladas extraídas por cada punto de extracción activo. Esto será usado para obtener el tonelaje acumulado por punto de extracción.
- Estado diario. Información diaria del estado de los puntos de extracción las opciones son activo o detenido mencionando su causa.
- Convergencia geotécnica. Monitoreo de desplazamiento en diferentes direcciones sobre la calle de producción.

¹⁰ E. Rubio, 2006. .Block cave mine infrastructure reliability applied to production planning.. Ph. D thesis, Mining Engineering Department, University of British Columbia.

- Colgadura. Número de colgaduras por cada punto de extracción que es extraído del estado diario.
- Sobretamaño. Número de rocas con sobretamaño por cada punto de extracción que es extraído del estado diario.
- Programa de producción. Muestra la estimación de producción original por punto de extracción.

De estos parámetros, Rubio calcula el Rocof de cada punto de extracción como:

$$\hat{w}(T) \approx \frac{M(T, T + \Delta T)}{\Delta T}$$

$\hat{w}(T)$ Rocof del punto para un tonelaje acumulado T.

$M(T, T + \Delta T)$ número de fallas dentro del intervalo de tonelaje $(T, T + \Delta T)$

ΔT incremento de tonelaje

Luego de obtener el Rocof para cada punto de extracción es necesario obtener el Rocof promedio de la mina para lo cual se sigue el siguiente procedimiento:

- Calcular el tonelaje acumulado total de los puntos de extracción por mes por el tiempo bajo estudio.
- Calcular el número de fallas total de los puntos de extracción por mes por el tiempo bajo estudio.
- Para cada intervalo de 10.000 toneladas acumuladas extraídas, calcular el promedio del número de fallas.
- Graficar el cálculo de Rocof promedio versus el tonelaje acumulado.

Con esta curva de Rocof, se obtendrá un modelo de confiabilidad que podrá hacer una mejor estimación de la producción incorporando la capacidad de la infraestructura de la mina. Es importante destacar que para diferentes macizos rocosos y esfuerzos se tendrán distintas curvas de Rocof de puntos de extracción por lo que cada mina tiene su Rocof.

CAPITULO VI

EVALUACION DEL BENEFICIO ECONOMICO DEL ANALISIS DE LOS PROGRAMAS DE PLANIFICACION CON DATOS OPERATIVOS

Analizar los programas de producción y relacionarlos con los problemas operativos es necesario para entender parámetros que permiten evaluar de una manera distinta la planificación de minas. El resultado de planificar programas con datos operativos los cuales afectan la infraestructura minera y estos a su vez la producción trae como consecuencia que el programa de producción sea más verdadero y con menos probabilidad de no cumplirse.

En este capítulo, se evaluará económicamente el planteamiento para así obtener un resultado acerca del beneficio económico con respecto al análisis de los programas de planificación, con los datos operativos que fueron registrados en mina Iscaycruz.

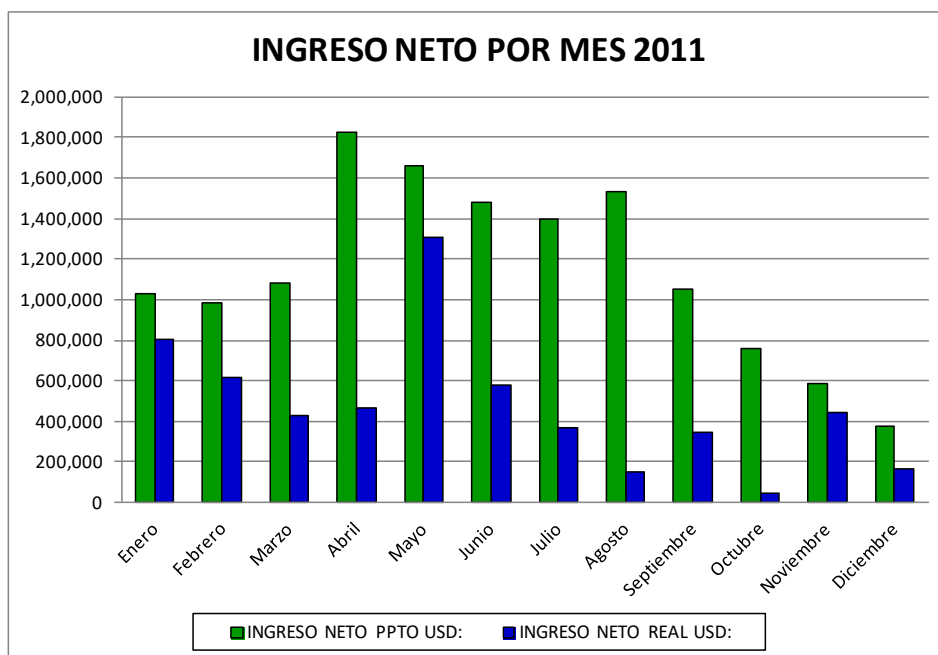


Figura 6.1 Comparativo grafico Ingreso neto Presupuesto versus Real

En la figura 6.1, se nota las pérdidas que se generan cuando en el planteamiento de un programa de producción no se toma en cuenta los problemas operativos que inciden directamente en el proceso. El análisis de la infraestructura minera en un programa de producción, es necesario e importante para lograr objetivos o tal vez para no generar pérdidas sino valor económico a la empresa.

La generación de valor en una empresa minera, se obtiene analizando todos los parámetros que inciden directamente en la operación.

La figura 6.2, indica que el ratio (B/C) es mayor a la unidad, sin embargo depende de la dirección de la empresa en manejar estos ratios; es decir, en algunas empresas se deciden por ratios mayores a 1.5 para que sea económico el proceso. En el caso de Iscaycruz, el ratio

beneficio/costo para decidir si un proyecto es viable, tiene que ser mayor a 1.3¹¹; por lo tanto, bajo este esquema en los meses de agosto y octubre se estaría en pérdida.¹²

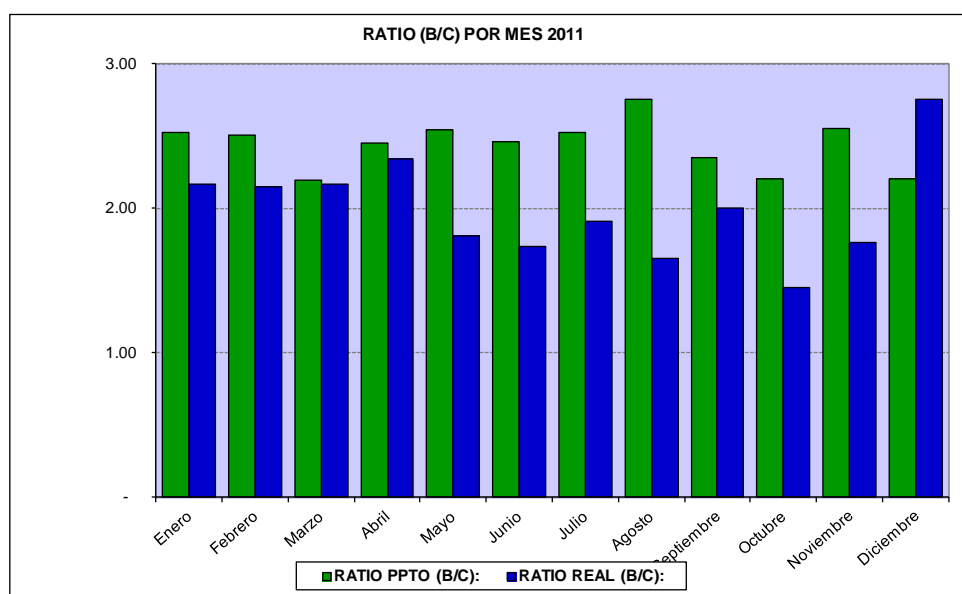


Figura 6.2 Comparativo ratio (B/C) Presupuesto versus Real

6.1 ANALISIS DE SENSIBILIDAD VARIANDO PRECIOS DE ZINC

Cuando analizamos el resultado debemos considerar los riesgos operativos y financieros. Actualmente existen muchas maneras de planear o evaluar proyectos en ejecución incluyendo el riesgo o sensibilizando algunas variables que fluctúan en el mercado de valores como el precio de los metales.

¹¹ Según Área de Contabilidad Iscaycruz Diciembre 2011

¹² En el Apéndice D se detallara los análisis económicos y los datos respectivos para el logro de estos resultados, asimismo se analizará las pérdidas ocasionadas por meses.

El análisis se hace al resultado real, pues se quiere distintos enfoques para demostrar las pérdidas en el proceso, sino se consideran los factores operativos cuando se realiza el planeamiento de producción¹³.

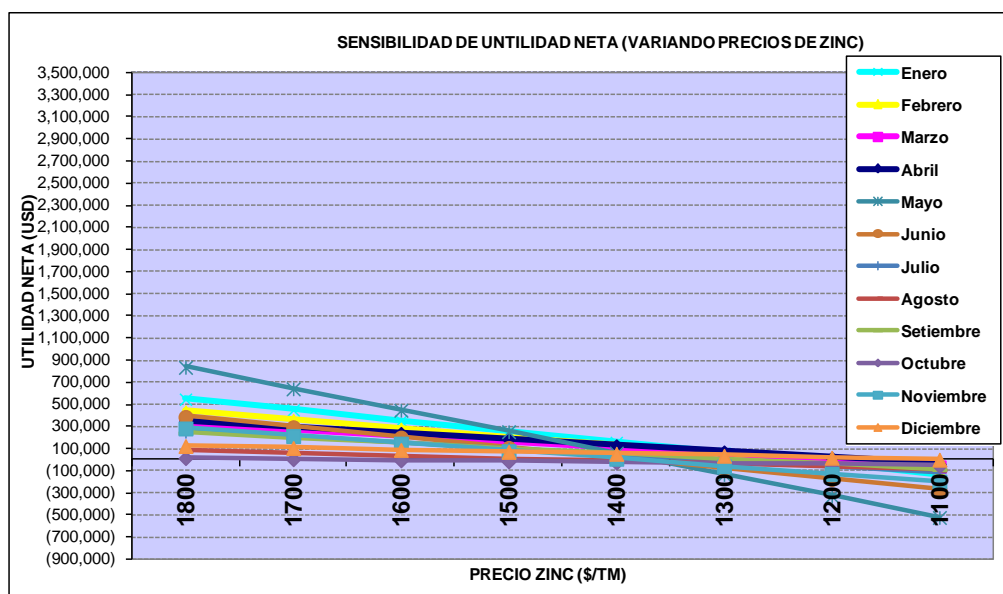


Figura 6.3 Análisis de sensibilidad variando precios de Zinc

En la figura adjunta se muestra varios escenarios donde se varían los precios de Zinc considerando los resultados reales de producción. En todos los meses se nota una variabilidad bastante definida con respecto al precio del Zinc, donde podemos observar que en los meses si el precio de los metales estuviera en 1400 \$/Tn, se generarían pérdidas o ganancias muy bajas. Esto se debe analizar en paralelo con el ratio (B/C). Por lo tanto es necesario tomar en consideración los factores operativos que se han detallado anteriormente para así no generar pérdidas.

¹³ El análisis de sensibilidad se detallara en el Apéndice E, se está tomando como precio base Zn 1800 \$/Tn.

DISCUSIONES

Un plan de minado define el objetivo de producción de una operación minera. Es importante entender que el programa de producción es un documento bancable que soporta la decisión de seguir con la aventura del proceso de minado. El método de sublevel caving ha ganado popularidad debido a la capacidad de producción y a los bajos costos operativos. Sin embargo, se observa que si no se lleva un control y no se planifica, teniendo en cuenta los problemas operativos entendiendo su influencia en la producción, no se cumpliría con el plan generando pérdidas. La falta de información geotécnica en el proceso de planificación, permite objetivos de producción no reales, que no toman en cuenta los esfuerzos inducidos que generan en el sublevel caving las demoras que afectan la infraestructura minera.

La integración de información geotécnica en los programas de producción, requerirá la reformulación de los paquetes de programación

existentes. El objetivo de la planificación de minas, debería integrar la información geotécnica para así poder estimar el real comportamiento del macizo rocoso.

El concepto de ratio de ocurrencia de falla (ROCOF) ha sido implementado para representar el rendimiento de la infraestructura minera, como parte de la investigación que se detalla en la presente tesis, en particular el ROCOF del By Pass relacionado a la tendencia a fallar. La estimación de la confiabilidad de un By Pass, como una función del ROCOF de la infraestructura permite concluir que ésta asume los efectos geotécnicos que afectan la productividad.

CONCLUSIONES

Un enfoque empírico el cual usa observaciones del comportamiento de la infraestructura minera, ha sido empleado para proveer una guía al planificar y al relacionar la confiabilidad con los programas de producción.

Las conclusiones específicas se indican a continuación:

1.-El bajo cumplimiento mostrado en los programas de producción actuales puede ser atribuido, a la manera de como son calculados los programas de producción y de cómo es integrada la información geotécnica en el proceso de cálculo de estos planes de producción.

2.- La estimación del ratio de ocurrencia de falla (ROCOF), de una infraestructura minera basada en datos operacionales fue mostrada para representar los eventos que afectan la disponibilidad de la infraestructura minera.

3.- El ROCOF de una infraestructura minera, ha sido mostrado como dependiente del tiempo, su comportamiento como un componente mecánico cuyo rendimiento es definido por el ratio de ocurrencia de falla de un By Pass.

4.- El análisis de confiabilidad de la infraestructura, fue muy bien implementado como una función del ROCOF.

5.- La confiabilidad de una infraestructura minera, ha mostrado una alta correlación con los eventos geotécnicos que afectan la productividad.

6.- La confiabilidad de un sublevel caving, fue definida como la probabilidad de un sistema de minado para alcanzar un objetivo de producción en un tiempo dado.

7.- La confiabilidad de un programa de producción, es un indicador de la incertidumbre técnica contenida en el sistema de minado como una función del desconocimiento del comportamiento del macizo rocoso.

RECOMENDACIONES

1.- Es importante tener una data operacional que almacene los parámetros de distribución para los diferentes componentes de un sistema de un sublevel caving. Esto se ha visto que es un importante paso hacia el desarrollo de la teoría presentada en este trabajo.

2.- Interpretar el comportamiento del macizo rocoso en forma dinámica puede lograrse con la teoría de la confiabilidad aplicada a la infraestructura minera.

3.- Frente a la alternativa de modificar los objetivos de producción, es necesario tener en cuenta que los objetivos de producción se establecen en base a la cantidad de finos que la empresa se comprometió a producir. En este trabajo, el componente ley no se tomó en cuenta pues se priorizó el cumplimiento del tonelaje neto. Para posteriores análisis se

debería tomar en cuenta ese componente ya que es la que da vida al negocio minero.

4.- La incorporación de la teoría de la confiabilidad es necesaria como metodología de evaluación de programas de producción por la incorporación de eventos no predecibles, pero si estimables en materia de frecuencia a través de la vida de un punto de extracción.

ANEXOS

A. Evaluación geomecánica de la masa rocosa de las cajas de los Cuerpos Rosita Tinyag, con el fin de ver la posibilidad de construir en la caja piso las labores de desarrollo asociadas al minado subterráneo de ambos cuerpos.¹⁴

Para evaluar la masa rocosa de las cajas de los Cuerpos Rosita y Tinyag, se revisó la siguiente información:

- a) Registros geológicos geomecánicos de los sondajes SDTYS-05, 09, 11, 12, 15, 18, 21 y 23, realizados desde la caja techo de Rosita hasta la estructura mineralizada. Estos registros dieron información de la caja techo (ver Tabla A.2).

¹⁴ Informe técnico de David Córdova Abril 2005

- b) Registros geológicos geomecánicos de los sondajes 453376001G, 4560 53001G y 4550 640 1G realizados; el primero desde la estructura mineralizada Tinyag hacia la caja piso de la misma; el segundo y tercero, desde la caja techo de la proyección de las estructuras Rosita y Tinyag, hacia la caja piso de las mismas. Estos sondajes dieron información sobre la caja piso (ver Tabla A.3).
- c) Observaciones de campo en los Pits Tinyag y Rosita.

Resultados:

Para la evaluación se adoptó el siguiente criterio de clasificación de la masa rocosa de Bieniawski (1989) modificado por el Consultor Geomecánico David Córdova.

Tabla A.1 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

Según el criterio indicado en la Tabla A.2, se pueden observar los resultados obtenidos para la caja techo y en la Tabla A.3, para la caja piso.

Tabla A.2 Condiciones geomecánica de la caja techo de Rosita y Tinyag

Sondaje	Zona Mala B			Zona Mala A			Zona Regular B		
	Espesor del paquete - m	RMR Promedio	Calidad masa rocosa	Espesor del paquete - m	RMR Promedio	Calidad masa rocosa	Espesor del paquete - m	RMR Promedio	Calidad masa rocosa
SDTYS -05	20	24	IVB	-	-	-	-	-	-
SDTYS -09	30	26	IVB	39	35	IVA	-	-	-
SDTYS -11	33	21	IVB	15	33-41	IVA	25	45	IIIB
SDTYS -12	42	25	IVB	28	37	IVA	-	-	-
SDTYS -21	38	25	IVB	-	-	-	-	-	-
Resumen	20 - 42	21 - 26	IVB	15 - 39	35 - 40	IVA	25 a más	45 - 50	IIIB

Tabla A.3 Condiciones geomecánica de la caja piso de Rosita y Tinyag

Espesor del paquete (m)	Espesor Acumulado (m)	RMR	Calidad masa rocosa
10 - 15	15	35 - 40	IVA
15 - 20	30	40 - 45	IIIB
10 - 15	45	35 - 40	IVA
20 - 25	70	45 - 50	IIIB
30	100	45 - 50	IIIB - IIIA

Estos resultados revelan lo siguiente:

Caja Techo:

- A partir del contacto con la estructura mineralizada, hay un paquete de 20 a 42m de espesor, en donde la masa rocosa es de calidad Mala B (IVB), con valores RMR de 21 a 26. Según lo observado en el campo, este paquete localmente puede llegar incluso a calidad Muy Mala (V). Este es un material terroso y muy blando.
- Después del paquete anterior le sigue otro paquete de 15 a 39m de espesor, donde la masa rocosa es de calidad Mala A (IVA), con valores RMR de 35 a 40. Esta roca se presenta muy fracturada, pero es algo más consistente que el paquete anterior.
- Aproximadamente después de unos 80m de distancia, medido perpendicular al buzamiento de la estructura mineralizada, la roca comienza a mejorar; por lo menos en un espesor de 25m, hasta donde llegó uno de los sondajes realizados, la masa rocosa es de calidad Regular B (IIIB), con valores RMR 40 – 50, correspondiendo a las cuarcitas Chimú, que a medida que se alejan en la caja techo mejoran su calidad.

Caja Piso:

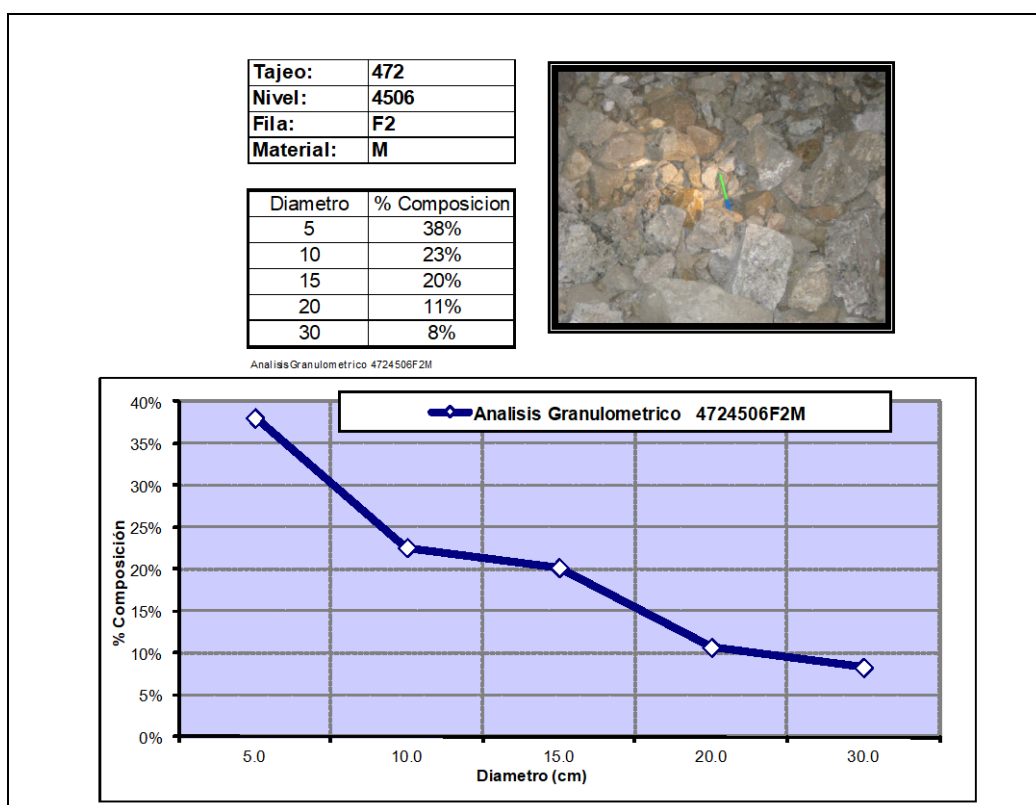
- En el Cuadro 3, se pueden ver los diferentes paquetes de masa rocosa, con sus valores de calidad, los cuales no requieren de mayor explicación.

Conclusiones y recomendaciones:

- Considerando un paquete de unos 70m de espesor, en ambas cajas, a partir de la estructura mineralizada, las condiciones geomecánicas de la caja piso son superiores a la caja techo.
- Considerando un paquete adicional de unos 30m en ambas cajas, que siguen al paquete anterior, las condiciones geomecánicas de la caja piso son algo mejores que la caja techo.
- En la caja piso no hay información más allá de los 100m, pero se estima que la calidad de la masa rocosa sea similar a la caja techo.
- Por tanto, se recomendó construir las labores de desarrollo en la caja piso de Rosita y Tinyag.

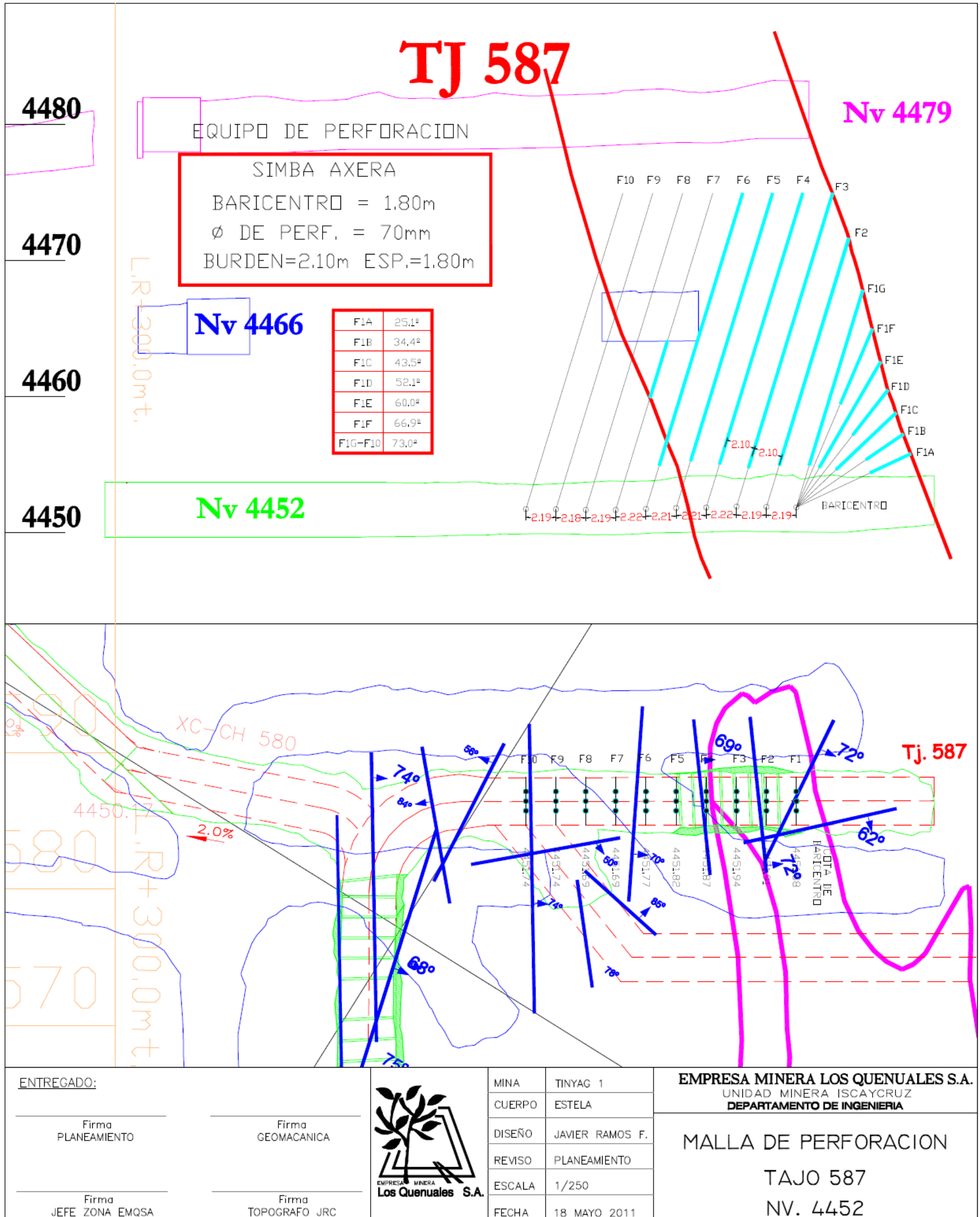
B. Análisis granulométrico diseño de malla de perforación y distribución de taladros en mina Tinyag I

B.1 ANÁLISIS GRANULOMETRICO MINA TINYAG I

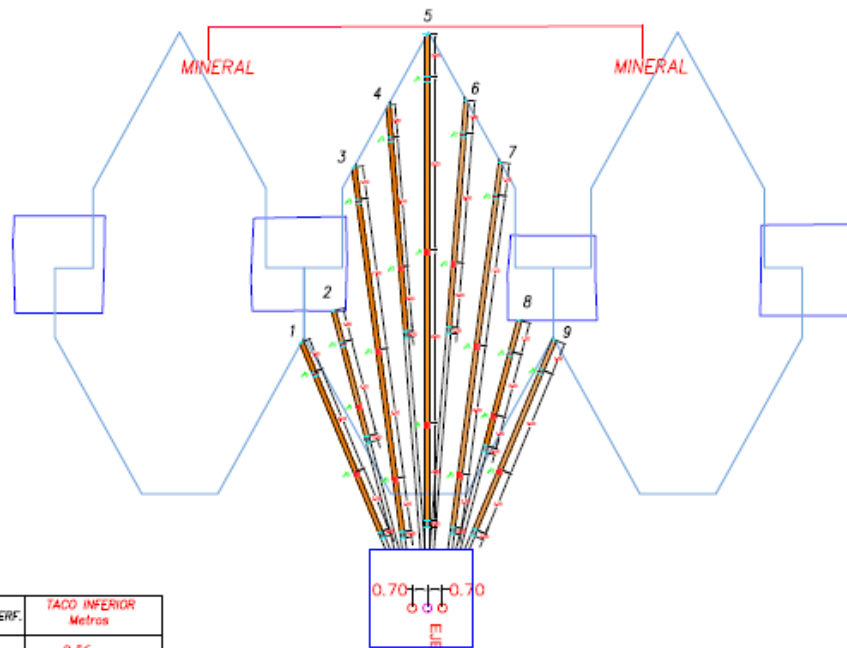


Debido a los controles en perforación y voladura que se practican en mina Iscaycruz los sobre tamaños no son un factor operativo que genere perdidas en el proceso de producción. Por lo tanto este análisis permite tomar como referencia a los problemas operativos que se generen debido a los altos esfuerzos inducidos.

B.2 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION



MINA TINYAG 1 ESTANDAR DE CARGUIO



TAL. N°	LONG. Metros	ANGULO Grados	N° DE BARRAS	PES PERF.	TACO INFERIOR Metros
1	10.35	67,4°	8,62	33,94	0.56
2	11.36	75,2°	9,46	37,25	5.09
3	17.80	82,5°	14,83	58,39	0.51
4	20.59	85,6°	17,15	67,52	9.79
5	23.79	90,0°	19,83	78,04	1.02
6	20.80	85,6°	17,33	68,22	10.00
7	18.02	82,6°	15,02	59,11	0.72
8	10.94	75,1°	9,12	35,89	4.64
9	10.48	67,4°	8,74	34,39	0.68

Observaciones:
 PIES FUNDAMENTO:
 PIES CARGA "1"
 PIES CARGA "2"

Observaciones:
 DISTRIBUCIÓN DE CARGA

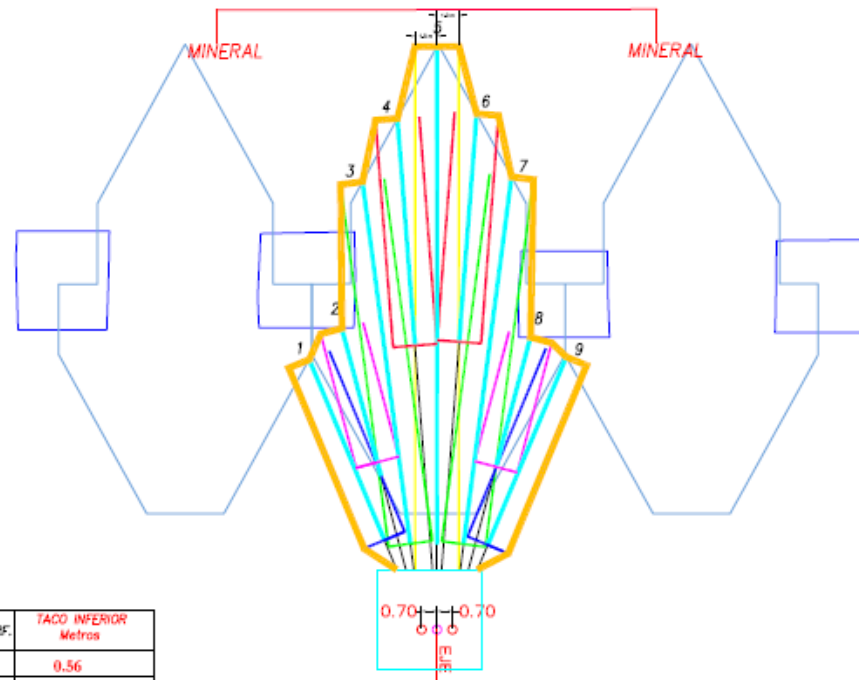
MINA: MINA TINYAG 1
 PROPIETARIO: J. MARCOS F.
 DISEÑO: J. MARCOS F.
 REVISÓ: JESUS GALIAS
 ESCALA: 1/250
 FECHA: 27 MAR. 2011

EMPRESA MINERA LOS QUEÑUALES S.A.
 UNIDAD MINERA TINYAG 1
 MALLA DE CARGUIO
 TALADROS LARGOS
 ESTANDAR

LEYENDA

- ✓ N° EXSAVEL
- CEBO
- CARGA EXPLOSIVA
- TACO
- CARA LIBRE

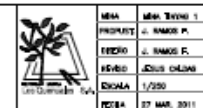
MINA TINYAG 1
RADIO DE INFLUENCIA = 1m



TAL. N°	LONG. Metros	ANGULO Grados	N° DE BARRAS	PIES PERF.	TACO INFERIOR Metros
1	10,35	67,4°	8,82	33,94	0,56
2	11,36	75,2°	9,46	37,25	5,09
3	17,80	82,5°	14,83	56,39	0,51
4	20,59	85,6°	17,15	67,52	9,79
5	23,79	90,0°	19,83	78,04	1,02
6	20,80	85,6°	17,33	68,22	10,00
7	18,02	82,8°	15,02	59,11	0,72
8	10,94	75,1°	9,12	35,89	4,64
9	10,48	67,4°	8,74	34,39	0,68

Observaciones:
Revis. PLANTEAMIENTO
Revis. JRC GUAYMA "M"
Revis. JRC GUAYMA "M"

Observaciones:
DISTRIBUCIÓN DE CARGA DE LOS TALADROS



MINA: MINA TINYAG 1
PROYECTO: E. SANCOS P.
DISEÑO: E. SANCOS F.
REVISÓ: JESUS CALZADILLA
ESCALA: 1/250
FECHA: 27 MAR. 2011

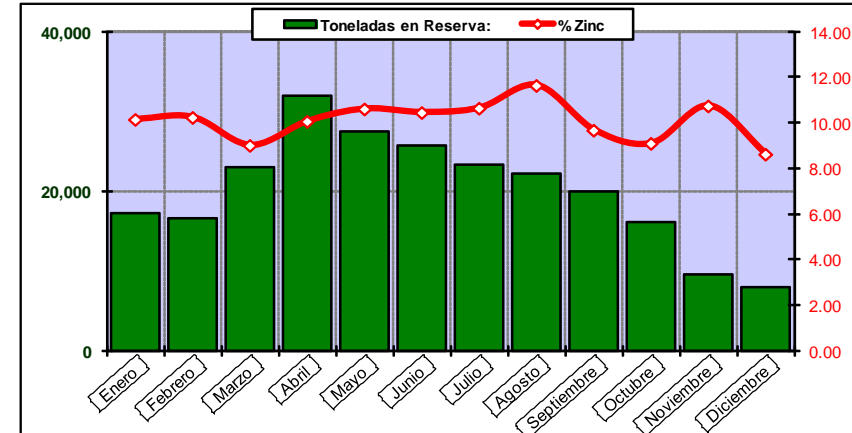
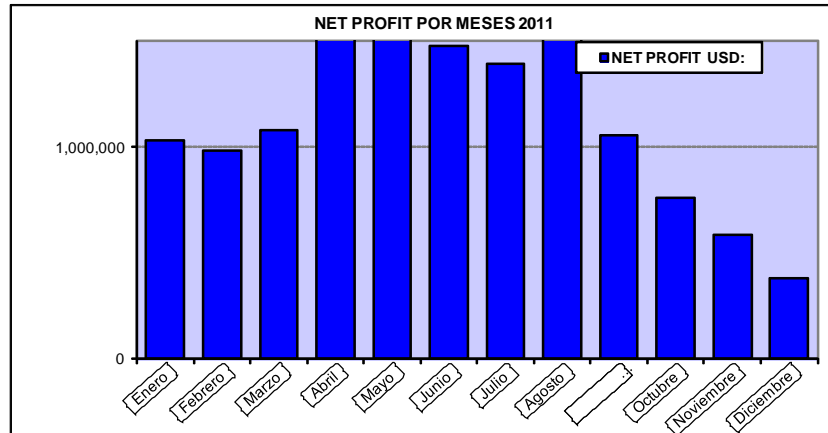
EMPRESA MINERA LOS QUEÑUALES S.A.
UNIDAD MINERA TINYAGRUZ
PROYECTO DE EXPANSIÓN

RADIO DE INFLUENCIA
TALADROS LARGOS
ESTANDAR

C. Detalle de los análisis económicos y los datos respectivos para el logro de estos resultados, asimismo se analizará las pérdidas ocasionadas por meses.

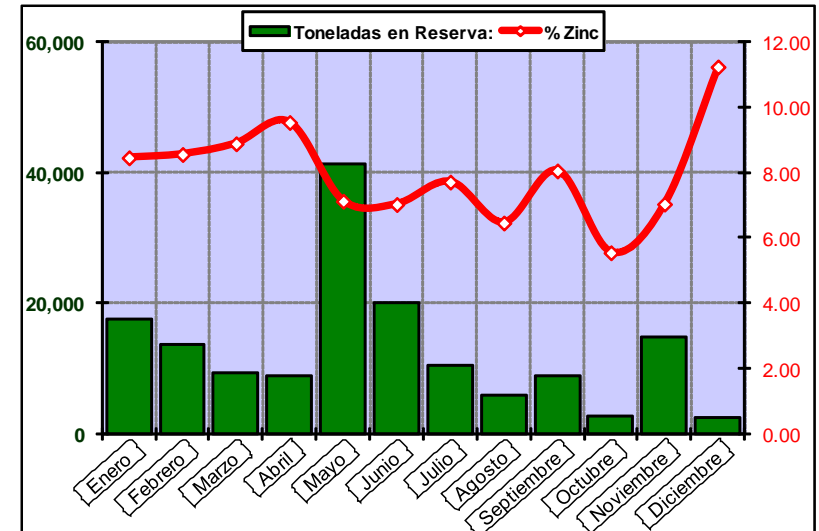
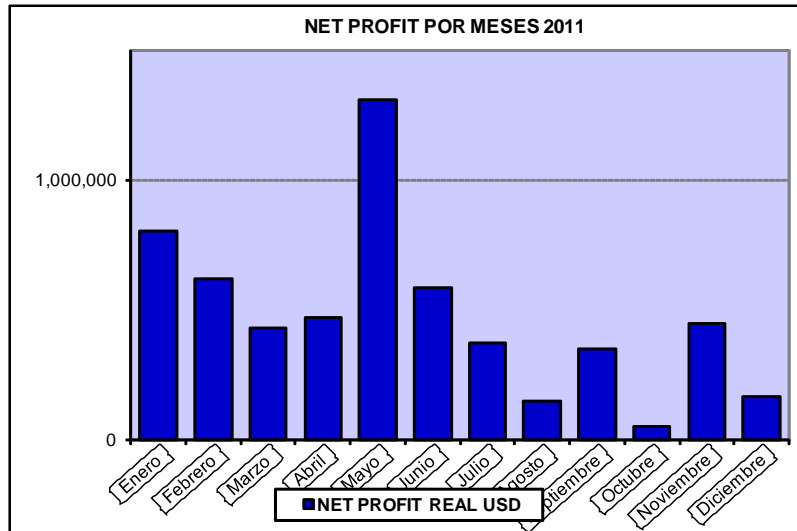
C.1 PROGRAMA DE PRODUCCION PRESUPUESTO 2011

Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Toneladas en Reserva:	17,173	16,605	23,051	31,965	27,405	25,731	23,240	22,216	19,933	16,086	9,566	8,020
% Zn	10.17	10.25	9.03	10.08	10.63	10.47	10.66	11.66	9.69	9.12	10.76	8.64
% Pb	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
% Cu	0.50	0.44	0.37	0.42	0.39	0.33	0.36	0.38	0.39	0.37	0.37	0.50
Oz Ag/Tm	0.17	0.18	0.17	0.18	0.17	0.16	0.18	0.18	0.16	0.13	0.15	0.14
VENTAS USD:	1,703,950	1,632,260	1,982,229	3,078,148	2,736,559	2,485,081	2,306,423	2,400,024	1,836,940	1,392,917	957,880	694,290
COSTO OPERATIVO USD:	559,658	541,154	751,248	1,041,723	893,119	838,581	757,400	724,033	649,624	524,229	311,768	261,372
GROSS PROFIT USD:	1,144,292	1,091,105	1,230,981	2,036,425	1,843,440	1,646,500	1,549,024	1,675,991	1,187,316	868,688	646,112	432,918
OTROS COSTOS USD:	113,833	110,069	152,802	211,884	181,658	170,565	154,053	147,267	132,132	106,627	63,413	53,162
NET PROFIT USD:	1,030,459	981,036	1,078,179	1,824,541	1,661,782	1,475,935	1,394,970	1,528,724	1,055,184	762,061	582,699	379,756
RATIO (B/C):	2.53	2.51	2.19	2.46	2.55	2.46	2.53	2.75	2.35	2.21	2.55	2.21

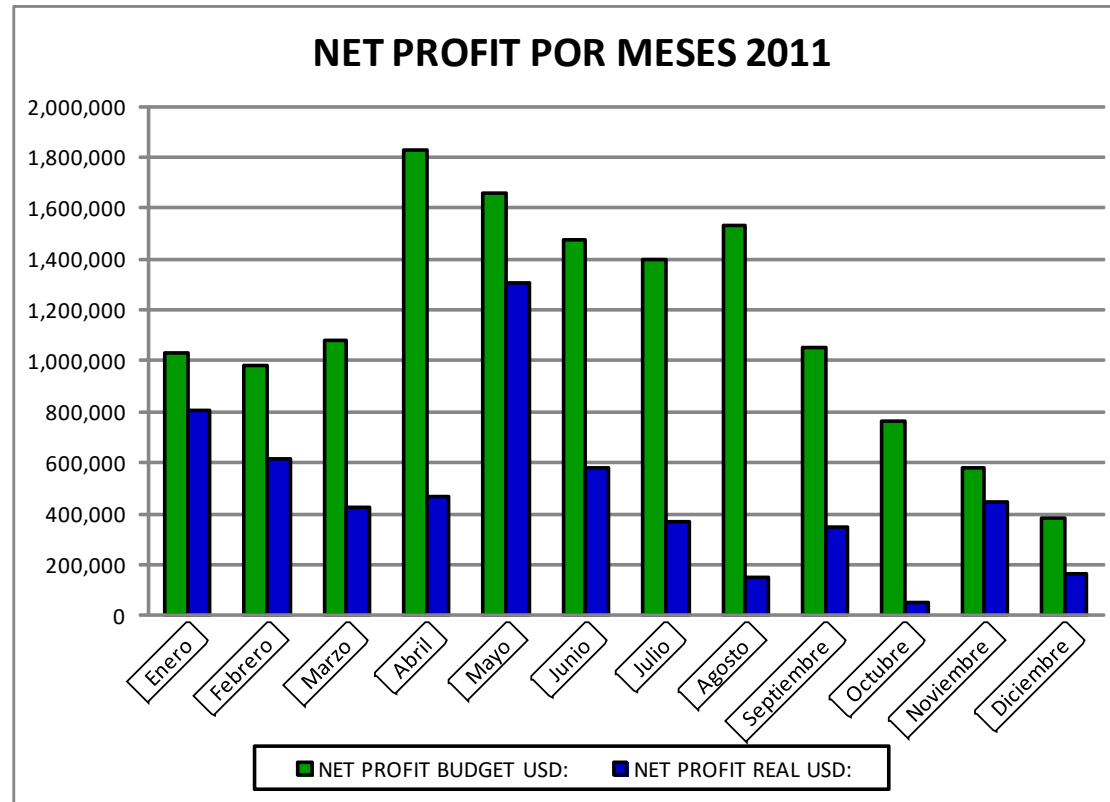


C.2 PROGRAMA DE PRODUCCION REAL 2011

Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Toneladas en Reserva:	17,488	13,694	9,344	8,866	41,200	20,136	10,410	5,814	8,858	2,745	14,739	2,386
% Zn	8.46	8.56	8.89	9.54	7.13	7.03	7.72	6.46	8.06	5.56	7.05	11.24
% Pb	0.05	0.00	0.01	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	0.00	0.01	0.01	0.01
% Cu	0.50	0.44	0.37	0.42	0.39	0.33	0.36	0.38	0.39	0.37	0.37	0.50
Oz Ag/Tm	0.17	0.18	0.17	0.18	0.17	0.16	0.18	0.18	0.16	0.13	0.15	0.14
VENTAS USD:	1,488,467	1,154,197	793,115	814,115	2,921,268	1,371,038	779,335	377,848	696,261	156,628	1,021,994	258,023
COSTO OPERATIVO USD:	569,941	446,290	304,531	288,950	1,342,696	656,245	339,247	189,479	288,670	89,449	480,345	77,747
GROSS PROFIT USD:	918,526	707,907	488,584	525,165	1,578,572	714,793	440,088	188,369	407,591	67,179	541,649	180,276
OTROS COSTOS USD:	115,925	90,774	61,941	58,772	273,101	133,479	69,002	38,540	58,715	18,194	97,701	15,814
NET PROFIT USD:	802,601	617,132	426,643	466,394	1,305,471	581,314	371,086	149,829	348,876	48,985	443,948	164,463
RATIO (B/C):	2.17	2.15	2.16	2.34	1.81	1.74	1.91	1.66	2.00	1.46	1.77	2.76

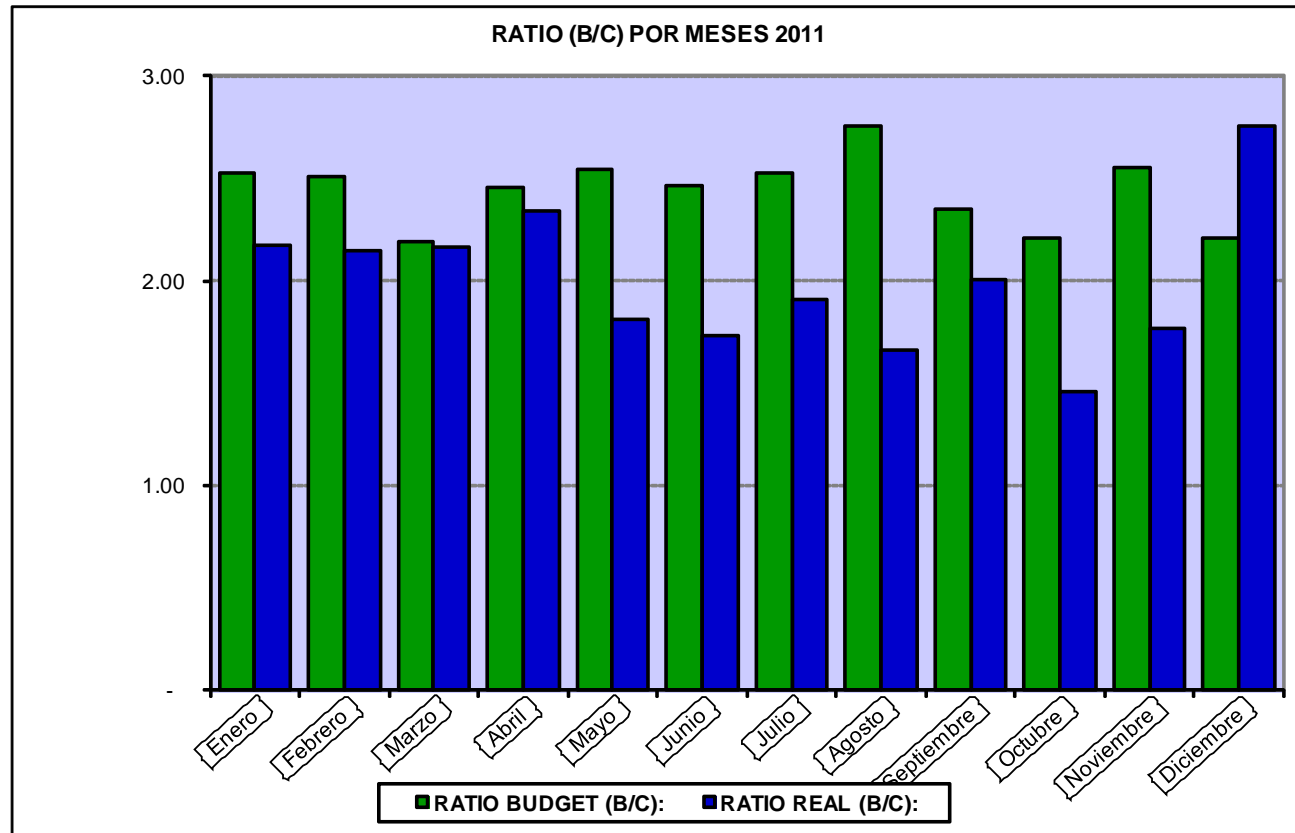


C.3 INGRESO NETO PRESUPUESTO VS REAL 2011



Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
NET PROFIT BUDGET USD:	1,030,459	981,036	1,078,179	1,824,541	1,661,782	1,475,935	1,394,970	1,528,724	1,055,184	762,061	582,699	379,756
NET PROFIT REAL USD:	802,601	617,132	426,643	466,394	1,305,471	581,314	371,086	149,829	348,876	48,985	443,948	164,463
PERDIDAS USD:	227,857	363,904	651,536	1,358,147	356,311	894,621	1,023,884	1,378,895	706,308	713,076	138,752	215,293

C.4 BENEFICIO/COSTO PRESUPUESTO VS REAL 2011



Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
RATIO BUDGET (B/C):	2.53	2.51	2.19	2.46	2.55	2.46	2.53	2.75	2.35	2.21	2.55	2.21
RATIO REAL (B/C):	2.17	2.15	2.16	2.34	1.81	1.74	1.91	1.66	2.00	1.46	1.77	2.76

- ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE INGRESOS & EGRESOS VARIANDO PRECIOS DE ZINC
TOMANDO COMO BASE \$/TN 1800

	Enero
802,601	
1800	802,601
1700	704,963
1600	607,325
1500	509,687
1400	412,049
1300	314,411
1200	216,773
1100	119,134

	Febrero
617,132	
1800	617132.3777
1700	539766.6887
1600	462400.9996
1500	385035.3106
1400	307669.6215
1300	230303.9325
1200	152938.2434
1100	75572.55438

	Marzo
426,643	
1800	426643.0808
1700	371823.7208
1600	317004.3608
1500	262185.0008
1400	207365.6408
1300	152546.2808
1200	97726.92084
1100	42907.56085

	Abril
466,394	
1800	466393.6267
1700	410576.5215
1600	354759.4163
1500	298942.311
1400	243125.2058
1300	187308.1006
1200	131490.9954
1100	75673.89013

	Mayo
1,305,471	
1800	1305471
1700	1111602.36
1600	917733.718
1500	723865.076
1400	529996.434
1300	336127.792
1200	142259.15
1100	-51609.492

	Junio
581,314	
1800	581314.096
1700	487892.984
1600	394471.872
1500	301050.76
1400	207629.648
1300	114208.536
1200	20787.424
1100	-72633.688

	Julio
371,086	
1800	371086.3662
1700	318074.2145
1600	265062.0629
1500	212049.9112
1400	159037.7595
1300	106025.6079
1200	53013.45622
1100	1.304563394

	Agosto
149,829	
1800	149829.4287
1700	125032.3349
1600	100235.2412
1500	75438.14739
1400	50641.05362
1300	25843.95985
1200	1046.866083
1100	-23750.22769

	Setiembre
348,876	
1800	348876.4374
1700	301777.836
1600	254679.2347
1500	207580.6333
1400	160482.032
1300	113383.4306
1200	66284.8293
1100	19186.22796

	Octubre
48,985	
1800	48984.94633
1700	38925.80658
1600	28866.66684
1500	18807.5271
1400	8748.387355
1300	-1310.752388
1200	-11369.89213
1100	-21429.03187

	Noviembre
443,948	
1800	443947.838
1700	375442.568
1600	306937.299
1500	238432.03
1400	169926.76
1300	101421.491
1200	32916.2212
1100	-35589.0482

	Diciembre
164,463	
1800	164462.732
1700	146766.602
1600	129070.472
1500	111374.341
1400	93678.2113
1300	75982.0812
1200	58285.951
1100	40589.8208

