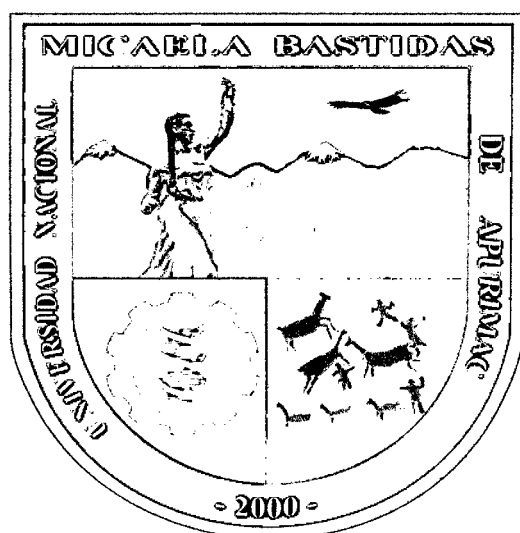


**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA
DE MINAS**



**INCREMENTO DE LA PRODUCCIÓN MEDIANTE LA
IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO AVOCA EN CIA
MINERA ARGENTUM S.A.**

**TESIS
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

ALAN CANCIO ROJAS KARI

ABANCAY, JULIO DEL 2013

PERÚ

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
T IML R 2013	
	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	02 ENE. 2014
Nº DE INGRESO:	00343

DEDICATORIA

Al finalizar esta etapa de mi vida no puedo dejar de agradecer a esas personas que colaboraron de alguna u otra forma con este logro.

Cuantas cosas son necesarias decir para expresar todo lo agradecido que estoy de mi madre, Martina Kari de Rojas. Quien siempre me apoyo con sus atenciones, sus consejos y quien me supo orientar y exigir, pero al mismo tiempo supo amar a todos sus hijos, a ella les debo todo y será siempre mi orgullo.

A mis hermana Tania, de quien siempre sentí un apoyo incondicional y cariño de familia así como al resto de mis hermanas que siempre estuvieron en las malas y las buenas, gracias hermanas, los quiero mucho.

Y por último, no por eso menos agradecido A Compañía Minera Argentum S.A por darme la posibilidad de realizar esta memoria.

AGRADECIMIENTOS

Este trabajo no hubiese sido posible sin mi familia, en especial a mi madre y padre, por estar conmigo entregándome su paciencia, dedicación y guiándome, además de entregarme herramientas invaluable para la vida como son los valores, la educación, y sobre todo por enseñarme que la forma de surgir es el trabajo y el respeto por quienes nos rodean, gracias de corazón.

Agradezco también a mis hermanas y hermanos por apoyarme y entregarme su apoyo incondicional, por estar conmigo en las buenas y sobre todo en las malas, gracias por todo.

Al Ing. Oscar Fernández Marin, Gerente de producción de Cia Minera Argentum S.A. por la oportunidad y las facilidades brindadas para la realización de la tesis.

Al Ing. Alejandro Pachas clautren por haber visto y puesto su confianza en mí, al haberme aceptado en la Compañía, gracias Ingeniero.

Al Ingeniero Ricardo Valderrama Matellini superintendente planeamiento, Ing. Aníbal Parraguez asistente de planeamiento, y demás compañeros y colegas del área de Planeamiento e Ingeniería por haberme apoyado con sus consejos profesionales.

A mis profesores Universitarios, al ingeniero Franklin Aguirre Huillcas, Alex Becerra Camacho, Nelson Meza peña, así como a mis demás docentes por los consejos mostrados a los largo de mi estadía universitaria, así como también a mis profesores de la universidad de Antofagasta de Chile por sus enseñanzas prácticas.

Finalmente, no podría dejar de mencionar a todas aquellas personas que no he mencionado y que han sido y son parte importante de mi formación, como mis abuelos, tíos, primos etc.

ÍNDICE DE CONTENIDO

CARÁTULA	II
DEDICATORIA.....	III
AGRADECIMIENTOS.....	III
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	IV
ÍNDICE DE GRÁFICOS.....	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	IX
ÍNDICE DE TABLAS.....	X
ÍNDICE DE CUADROS.....	XI
ÍNDICE DE ANEXOS.....	XIII
RESUMEN.....	XIII
SUMMARY	XV

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN	1
--------------------	---

1.1.- OBJETIVOS	3
1.1.1.- Objetivo general.....	3
1.1.2.- Objetivos específicos	3
1.2.- JUSTIFICACIÓN.....	4
1.3.- HIPÓTESIS	4
1.4.- VARIABLES DEPENDIENTES E INDEPENDIENTES	5
1.5.- GENERALIDADES	7
1.5.1.- Ubicación	7
1.5.2.- Accesibilidad.....	7
1.5.3.- Geomorfología	9
1.6.-GEOLOGÍA	9
1.6.1.- GEOLOGÍA REGIONAL	9
1.6.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	13
1.6.3.- GEOLOGÍA LOCAL.....	14
1.6.4.- GEOLOGÍA ECONÓMICA	16

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.- MODELO GEOLÓGICO.....	21
2.2.- MODELO DE BLOQUES	21
2.3.- MODELO MATEMÁTICO - NUMÉRICO	22
2.4.- RECURSOS GEOLÓGICOS.....	22

2.5.- PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS.....	23
2.6.- MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD.....	24
2.6.1.-Radio hidráulico (S).....	24
2.6.2.- Clasificación Q'.....	25
2.6.3.- Factor de esfuerzos en la roca (A).....	28
2.6.4.- Factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades (B).....	28
2.6.5.- Factor de ajuste por efecto de la gravedad (C).....	30
2.7.- DISEÑO DE MINADO.....	33
2.8.- CORTE Y RELLENO CON TALADROS LARGOS (AVOCA).....	34
2.9.- ASPECTOS ECONÓMICOS.....	37
2.9.1.- VALOR ACTUAL NETO (VAN).....	37
2.9.2.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).....	37
2.9.3.- PERIODO DE RECUPERACIÓN.....	38
2.9.4.- SIMULACIÓN MONTE CARLO.....	38
2.10.- MARCO CONCEPTUAL.....	39

CAPÍTULO III

PARTE EXPERIMENTAL

3.1.- SELECCIÓN DEL MÉTODO MINADO.....	45
3.1.1.- Bases y criterios para la selección del método de explotación.....	45
3.1.2.- Estructuración de la matriz de evaluación y elección del método de explotación.....	47
3.2.- ANÁLISIS DEL DIMENSIONAMIENTO DEL TAJEO (STOPE).....	49
3.2.1.- EL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD.....	49
3.2.1.1.- Proyecciones estereográficas.....	50
3.2.1.2.- Clasificación Q'.....	54
3.2.1.3.- Factor de esfuerzos en la roca (A).....	56
3.2.1.4.- Factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades (B).....	60
3.2.1.5.- Factor de ajuste por efecto de la gravedad (C).....	61
3.2.1.6.- Cálculo de valores de número estabilidad (N).....	62
3.2.1.7.- Cálculo del radio hidráulico (S).....	62
3.2.2.- RESULTADOS DE LA MODELACIÓN NUMÉRICA DEL COMPORTAMIENTO ESTRUCTURAL.....	65
3.3.- RECURSOS Y RESERVAS.....	70
3.3.1.- Estimado de recursos de mineral.....	70
3.3.2.- Cálculo de dilución para la aplicación del método en estudio.....	73
3.3.3.- Estimado de reserva mineral.....	74

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.- MINADO	77
4.1.1.- Corte y relleno ascendente con taladros largos o banqueo con perforación de taladros largos y relleno posterior (avoca)	77
4.1.2.- Costos de minado-programa de desarrollo, preparacióny explotación	80
4.1.2.1.- Costos de procesos y subprocesos	80
4.1.3.- Plan de producción.....	81
4.1.3.1.- Capacidad de tratamiento planta concentradora	81
4.1.3.2.- Programa de desarrollo y preparaciones	81
4.1.3.3.- Programa de preparaciones (corto plazo / mediano plazo) taladros largos	81
4.1.3.4.- Programa de producción taladros largos.....	84
4.1.3.5.- Programa de producción corte relleno más taladros largos	86
4.2.- OPERACIONES UNITARIAS.....	89
4.2.1.- Perforación.....	89
4.2.2.- Voladura taladros largos	92
4.2.3.- Servicios e infraestructura minera -limpieza mineral a control remoto.....	95
4.2.4.- Relleno (banqueo con perforación de taladros largos y relleno posterior) ..	95
4.2.5.- Sostenimiento.....	96
4.2.6.- Taller de mantenimiento y equipo pesado de mina.....	97
4.2.7.- Drenaje.....	97
4.2.8.- Ventilación.....	97
4.3.- CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN E INVERSIONES.....	99
4.3.1.- Cronograma de ejecución de labores de desarrollo y preparación.....	100
4.3.2.- Programa de inversiones en preparación, desarrollo y producción.....	105
4.3.3.- Programa de inversiones de capital.....	102
4.4.- EVALUACION ECONOMICA	103
4.4.1.- Flujo económico (flujo de caja)	103
4.4.2.- Análisis de sensibilidad.....	104
CONCLUSIONES.....	106
RECOMENDACIONES	108
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	110
ANEXOS.....	111

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Ubicación del proyecto en estudio.....	8
Gráfico 2: Corte de columna estratigráfica de los materiales existentes en la zona de estudio.....	12
Gráfico 3: Plano geológico distrital de Morococha.....	16
Gráfico 4: Vista del modelo geológico – morro solar.....	21
Gráfico 5: Vista de los recursos geológicos - valores de Ag.....	23
Gráfico 6: Vista de los recursos geológicos - valores de Cu.....	23
Gráfico 7: Factor de esfuerzo para diferentes valores de	28
Gráfico 8: Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo (según Potvin, 1988).....	30
Gráfico 9: Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos. Según Potvin (1988).....	31
Gráfico 10: Muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).....	31
Gráfico 11: Estabilidad extendido (Mathews) basados en la regresión logística mostrando las áreas divididas a través de líneas las zonas estables y de hundimiento (Truemam et al, 1999).....	32
Gráfico 12: Isolneas de estabilidad para una excavación estable (Truemam et al 1999).....	32
Gráfico 13: Diseño de minado subterráneo (DTM).....	34
Gráfico 14: Esquema de la secuencia de minado avoca continuo.....	36
Gráfico 15: Secuencia de cortes – método de explotación minera avoca continuo.	36
Gráfico 16: Modelo de secuencia de minado subterráneo.	41
Gráfico 17: Esfuerzos principal mayor menor empleando el criterio de Hoek-brown.....	58
Gráfico 18: Factor de esfuerzo para diferentes valores	59
Gráfico 19: Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo. (según Potvin, 1988).....	60
Gráfico 20: Factor de ajuste por gravedad c, para caídas por gravedad y lajamientos según potvin (1988).....	61
Gráfico 21: Factor de ajuste por gravedad c, para modos de falla por deslizamiento. Según potvin (1988).	62
Gráfico 22: Selección de cuadrángulo de ubicación muestra las zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. segúnpotvin (1988), modificado por nickson (1992).	64
Gráfico 23: Probabilidad de colapso de la excavación con las dimensiones plantados.....	65
Gráfico 24: Curva tonelaje vs ley de corte (Ag)	72
Gráfico 25: Curva tonelaje vs ley de corte (Zn).....	72

Gráfico 26: Curva tonelaje vs ley de corte (Cu)	73
Gráfico 27: Curva tonelaje vs ley de corte (Pb).....	73
Gráfico 28: Histograma de potencias de mineralización del proyecto.	76
Gráfico 29: Histograma de leyes de Ag del proyecto.	76
Gráfico 30: Histograma del VPT del proyecto en implementación.....	76
Gráfico 31: Vista longitudinal de la secuencia de explotación del método de minado Avoca continuo.	78
Gráfico 32: Vista de corte transversal del diseño del método de minado Avoca continuo.....	79
Gráfico 33: Vista de corte transversal del diseño del método de minado Avoca continuo.....	79
Gráfico 34: Vista de longitudinal de diseño del método de minado Avoca continuo.....	80
Gráfico 35: Programa de explotación (Avoca).	86
Gráfico 36: Esquema de carguío de los taladros de producción (taladros largos).....	94
Gráfico 37: Distribución de los taladros de producción.....	94
Gráfico 38: Análisis probabilístico VAN (US\$).....	104
Gráfico 39: Frecuencia acumulada del VAN (US\$)	104
Gráfico 40: Análisis sensibilidad de la variable VPT (US\$).....	105
Gráfico 41: Análisis sensibilidad de la variable Tasa de actualización (%).....	105

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Nube de polos, Dips versión 5.103 (Rocscience).....	51
Figura 2: Concentración de polos, Dips versión 5.103 (Rocscience)	51
Figura 3: Contornos isovalóricos de la concentración de polos, Dips versión 5.103 (Rocscience)	52
Figura 4: Diagrama de rosetas de la concentración de discontinuidades, Dips versión 5.103 (Rocscience)	53
Figura 5: Familias de discontinuidades, Dips versión 5.103 (Rocscience).....	53
Figura 6(a) izquierda y 6(b) derecha: Modelación numérica del antes y después de la excavación fase 1.....	66
Figura 7(a) izquierda y 7(b) derecha: Modelación numérica del comportamiento después - durante el minado del segundo panel.	67
Figura 8(a) izquierda y 8(b) derecha: Modelación numérica del comportamiento después durante el minado del tercer panel.	68
Figura 9: Modelación numérica del comportamiento después del relleno del tercer panel.	68
Figura 10(a) izquierda y 10(b) derecha: Modelación numérica del comportamiento después durante el minado del cuarto panel.	69
Figura 11: Modelo de bloques de Ag estimado.....	70
Figura 12: Modelo de bloques de Zn estimado.	71
Figura 13: Modelo de bloques de Pb estimado	71
Figura 14: Modelo de bloques de Cu estimado.....	71
Figura 15: Modelo de bloques de VPT (US\$/Ton) estimado.....	72

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Valoración de índice de calidad Tunelera.....	26
Tabla 2: Estimación de RMR para la roca caja (techo-piso)	47
Tabla 3: Estimación de RMR para la veta (mineral).....	47
Tabla 4: Geometría y distribución de leyes.....	48
Tabla 5: Propiedades mecánicas de la roca caja – mineral.	48
Tabla 6: Relación de esfuerzo Uniaxial vs esfuerzo principal.....	48
Tabla 7: Valoración final de los métodos de explotación accesibles.....	49
Tabla 8: Valores de clasificación de Q' Barton.	56
Tabla 9: Parámetros para el cálculo de la dilución	74
Tabla 10: Calculo de dilución, desmonte y ancho minado	74
Tabla 11: Ratios de minado para la método de Avoca continuo.....	78
Tabla 12: Costo operativo – corte y relleno ascendente mecanizado	80
Tabla 13: Costos minado - método avoca continuo (taladros largos).....	80
Tabla 14: Costo operativo – método avoca continuo (taladros largos).....	81
Tabla 15: Programa de desarrollo a largo plazo.....	81
Tabla 16: Relación de labores lineales y verticales como parte de la preparación del método minado Avoca continuo.	83

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 1: Sistemas de familias de discontinuidad principales	54
Cuadro 2: Resultado de esfuerzos vertical – horizontal	57
Cuadro 3: Relación resistencia a la compresión Uniaxial/ esfuerzos inducidos	59
Cuadro 4: Valores de factores de esfuerzos hallados	59
Cuadro 5: Valor del factor de ajuste por orientación	61
Cuadro 6: Valor del factor de ajuste por gravedad (C)	62
Cuadro 7: Cálculo del número de estabilidad N ^o para el diseño de tajeos	62
Cuadro 8: Radio hidráulico para las diferentes longitudes de stopes o tajeos	63
Cuadro 9: Leyes geológicas y blocks de explotación	70
Cuadro 10: Resumen de reservas y leyes diluidas	75
Cuadro 11: Programa producción taladros largos- Abril	84
Cuadro 12: Programa producción taladros largos- Mayo	84
Cuadro 13: Programa producción taladros largos- Junio	84
Cuadro 14: Programa producción taladros largos- Julio	84
Cuadro 15: Programa producción taladros largos- Agosto	85
Cuadro 16: Programa producción taladros largos- Setiembre	85
Cuadro 17: Programa producción taladros largos- Octubre	85
Cuadro 18: Programa producción taladros largos- Noviembre	85
Cuadro 19: Programa producción taladros largos- Diciembre	86
Cuadro 20: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Abril	86
Cuadro 21: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Mayo	87
Cuadro 22: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Junio	87
Cuadro 23: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Julio	87
Cuadro 24: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Agosto	87
Cuadro 25: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Setiembre	88
Cuadro 26: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Octubre	88
Cuadro 27: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Noviembre	88
Cuadro 28: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Diciembre	88
Cuadro 29: Parámetros de rendimiento del Examon-P	91
Cuadro 30: Parámetros de perforación taladros largos (Burden-espaciamento)	91
Cuadro 31: Balance del circuito de ventilación – zona Alapampa	97

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Programa De Producción Corte y Relleno Ascendente.....	111
Anexo 2: Análisis De Procesos Unitarios	114
Anexo 3: Secuencia De Minado.....	117
Anexo 4: Secuencia De Actividades (Taladros Largos)	123
Anexo 5: Parámetros De Salida Roca Caja (Roclab).....	129
Anexo 6: Parámetros De Salida Mineral (Roclab).....	129
Anexo 7: Datos Del Mapeo Geomecánico.....	130
Anexo 8: Faneles No Electricos.....	133
Anexo 9: Agente De Voladura (Examon-P).....	134
Anexo 10: Emulsiones Encartuchadas (Exagel-E 65).....	135

RESUMEN

El presente trabajo está orientado al incremento de Producción, esto mediante la implementación de un método minado masivo denominado “Banqueo con perforación de taladros largos y relleno posterior (Avoca continuo) en la Zona Alapampa, para incrementar los márgenes operativos dada la necesidad de reducir los costos.

La planta de tratamiento ha sido desarrollado para una producción proyectada de 70000 ton/mes a un ritmo de 2300 Tn/día. Actualmente opera a un 77% de su capacidad total. Actualmente la producción mensual esta alrededor de los 54000 ton. Registrando un déficit de 16000 ton/mes, bajo estas circunstancias no se tendría problema con el incremento de la producción debido a que el incremento del tonelaje será cubierto por la planta.

El método actual de explotación es el corte y relleno ascendente semimecanizado con una producción de 7000 tn/mes y un costo minado /tonelada asociado de 49.42 US\$, Para el incremento de esta producción se hace necesario la implementación del método de banqueo con taladros largos, en aéreas adyacentes con potencias mayores a 1 m. el cual aportara 7000 ton/mes a la producción con un costo de 33.14 US\$/ton sumando en conjunto ambos una producción de 14000 ton/mes, equivalente a 168000 toneladas por año.

Dicha medida nos permitirá incrementar la producción en un 200% y la reducción de costo de minado de 49.42 a 33.14 US\$/ton, incrementando el margen operativo en 16.28 US\$/ton.

Para la elección y valoración del método de explotación, para el caso en estudio, adicionalmente a las consideraciones prácticas recogidas, se tomó como referencia las bases numéricas de aproximación que propone Nicholas (1981). Obteniéndose como los dos mejores métodos relacionados al yacimiento el corte y relleno ascendente con un valor de 23, así como el método de banqueo con taladros largos y relleno posterior, que se obtiene un valor de 22, de estos dos valoraciones el proyecto toma en cuenta el método de banqueo con taladros por ser un método alternativo al primero.

Un aspecto importante para el minado de los tajeos, es evaluar el tamaño de estos, para ello, en este estudio se utilizó el Método Gráfico de Estabilidad desarrollado por Potvin (1988), Este método se basa en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero representa la habilidad del macizo para permanecer estable bajo unos determinados esfuerzos y el segundo es el que toma el tamaño y forma del tajeo, Con los datos del proyecto obtenidos se plantearon estos valores considerando una longitud máxima de 90m de tajeo y una altura de 17 m, el cual indica que el tajeo con estas dimensiones de excavación se mantendrá estable, pero con sostenimiento (relleno posterior).

Así mismo se realizó el modelamiento numérico de la simulación de cortes de explotación, considerando las dimensiones de minado calculados, nos ofrecen factores de seguridad por encima de 1.02 (tajeos vacíos) y valores de 1.6 (tajeos rellenos).

El proyecto de la I fase cuenta con 86500 Toneladas de reservas probadas con valores promedio de Ag 161 gr/ton, %Cu 0.64, %Pb 0.37, %Zn 4.18 con un VPT promedio de 155.40 (US\$/ton).

El programa de preparaciones y desarrollo considera un horizonte de 1.17 años para la primera fase con un programa de explotación hasta 2 años. Así mismo el monto de la inversión en preparaciones y desarrollo asciende a US\$ 2428000 y una inversión en capital de US\$ 2971000.

El análisis económico en el escenario medio, con un VPT de 150 (US\$/ton) y una tasa del 12 %, indica un VAN de US\$ 4 489000 y una TIR de 22 %.

En la misma medida, el análisis de sensibilidad de los resultados de análisis financiero, considerando la variación del VPT y un pequeño incremento en el costo de minado ($100 < \text{VPT} < 175$) de acuerdo a la simulación de Montecarlo nos ofrece un 5% de probabilidad de que el VAN supere los US\$ 5020000.

SUMMARY

This work is aimed at increasing production, this by implementing a massive mining method called "benching with long holes drilling and backfilling (continuous Avoca) in Alapampa Zone to increase operating margins given the need to reduce costs.

The treatment plant has been developed for a projected production of 70,000 tons / month at a rate of 2300 tons / day. Currently operating at 77% of its total capacity. Currently the monthly production is around 54000 tons. Registering a deficit of 16000 ton / month, under these circumstances would not have problem with the increase in production due to the increase in tonnage will be covered by the plant.

The current method of operation is the cut and fill up semi machining with production of 7000 tons / month and mining cost / ton U.S. \$ 49.42 Associate For this production increase is necessary to implement the method of bank with long holes in adjacent areas with powers greater than 1 m. which furnish 7000 ton / month production at a cost of 33.14 U.S. \$ / Ton adding together both a production of 14000 MT / month, equivalent to 168000 tons per year.

This measure will allow us to increase production by 200% and reducing mining cost of 49.42 to 33.14 U.S. \$ / ton, increasing the operating margin 16.28 U.S. \$ / ton.

For the selection and evaluation of the operating method, for the case study, in addition to practical considerations collected, was taken as reference number bases proposed approach Nicholas (1981). Obtaining as the two best methods related to the cut and fill site up with a value of 23, and the method of bank with long holes and backfill, obtained a value of 22, of these two reviews the project takes into account banqueo method with bores for being an alternative to the first.

An important aspect for the mining of the tajeos, is to assess the size of these, for it, in this study we used the Stability Chart Method developed by Potvin (1988), This method is based on the calculation of two factors: N ' and S. The first represents the ability of the solid to remain stable under a certain effort and the second is the one that takes the size and shape of tajeo, With project data obtained were plated these values considering a maximum

length of 90m and a height of tajeo 17 m, indicating that these dimensions tajeo excavation will be stable, but with support (backfill).Also numerical modeling was performed simulation operating cuts, considering the dimensions of mined calculated, we offer safety factors above 1.02 (tajeos empty) and values of 1.6 (tajeos filled).

The Phase I project has proved reserves 86500 Tons of average values of 161 g Ag / t, 0.64% Cu, 0.37% Pb, 4.18% Zn with average VPT 155.40 (U.S.\$ / ton).

The preparations and development program considers a horizon of 1.17 years for the first phase of an exploration program to two years. Likewise, the amount of investment in preparation and development is U.S. \$ 2428000 and an equity investment of U.S. \$ 2,971,000.

The economic analysis in the medium scenario with a VPT 150 (U.S. \$ / ton) and a rate of 12%, indicates a NPV of U.S. \$ 4 489 000 and an IRR of 22%.

In the same measure, the sensitivity analysis of the results of financial analysis, considering the variation of VPT and a small increase in the cost of mining ($100 < \text{VPT} < 175$) according to the Monte Carlo simulation offers a 5% probability that the NPV exceeds U.S. \$ 5,020,000.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Compañía minera Argentum S.A es una unidad productiva de la canadiense Panamerican Silver Corp. el cual produce concentrados de Cu, Pb, Zn con altos valores de Ag. los cuales son explotados usando el sistema de corte y relleno ascendente convencional, semi mecanizado con relleno detrítico e hidráulico, así como el shirinkage o almacenamiento provisional.

En cualquier faena minera, cumplir con las metas y proyecciones definidas en el programa de producción a largo plazo es fundamental para lograr los objetivos económicos y operacionales definidos en la concepción del plan de minado

Por ello la necesidad de generar mayor volumen de mineral roto por disparo con una dilución adecuada, reducir el costo operativo, acelerar la recuperación del mineral y mejorar el gerenciamiento de la seguridad evitando la exposición del personal en las áreas de los tajeos.

Se optó por evaluar la implementación de método de minado en estudio, en la búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de banqueo con taladros largos con relleno posterior en cuerpos y vetas donde el terreno es favorable.

El contenido de la tesis está dividido en 4 capítulos, el capítulo I, muestra la introducción, el cual se basa en describir los objetivos, la justificación del proyecto, describe las generalidades así como el contenido propio de la geología que alberga el proyecto.

El capítulo II, muestra el concepto propio de la investigación, el marco teórico y conceptual de la información requerida.

El capítulo III, describe la parte experimental, el procesamiento de la información y la obtención de los resultados, en este capítulo describe la obtención del dimensionamiento del tajeo, aplicando la metodología propuesta por Mathews, así como también el desarrollo de una serie de simulaciones numéricas como parte de la modelación numérica, con la finalidad de comprobar los resultados obtenidos con el Método Grafico de Estabilidad. Como también se desarrolla el cálculo de los recursos y reservas albergados por el proyecto.

El capítulo IV, describe la discusión de los resultados obtenidos, así como los costos de minado, desarrollo, preparación, el programa de inversiones, programa de preparaciones, programa de desarrollo y el programa de producción de método en estudio, describe las operaciones unitarias involucradas en cada subproceso, el cronograma de ejecución de las labores preparatorias así como la evaluación económica, las conclusiones y recomendaciones.

1.1.- OBJETIVOS

1.1.1.- OBJETIVO GENERAL

Implementar el método de minado avoca continuo y con ello incrementar la producción.

1.1.2.-OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Caracterizar el macizo rocoso que alberga la estructura mineralizada en evaluación
2. Dimensionar los paneles de explotación a través de la metodología utilizado por Mathews
3. Determinar la distribución de esfuerzos y deformabilidad a través de la modelación numérica.
4. Realizar el modelo de diseño de minado tridimensional
5. Determinar la estructura de costos del método aplicable
6. Cuantificar las reservas en la zona comprometida con la aplicación del método
7. Evaluar económicamente la aplicación del método de explotación
8. Realizar el programa de ejecución de las labores de desarrollo, preparación y explotación así como el programa de inversiones
9. Cuantificar los riesgos del proyecto mediante el uso de la simulación Monte Carlo

1.2.- JUSTIFICACIÓN

Actualmente se viene aplicando un método de minado que genera ciclos largos de explotación, altos costos de minado así como una baja producción. Es por ello que a través de las visitas guiadas a unidades mineras que actualmente vienen aplicando el método en evaluación y una metodología cuidadosa en el levantamiento de información basado en la observación, descripción, valoración de las condiciones geomecánicas, valoración de los costos incurridos y un riguroso análisis en el diseño de minado, indica la factibilidad de implementar un sistema de minado que genere como resultado la reducción de costos de minado y un sostenible incremento en la producción.

En la industria minera peruana no se tienen muchos antecedentes sobre la aplicación de este método de explotación, es por ello que se pretende mostrar las grandes ventajas sobre todo en la optimización de labores lineales así como su influencia en la alta productividad.

1.3.- HIPÓTESIS

Teniendo las condiciones estructurales actuales acompañado de un análisis riguroso del dimensionamiento de los tajos, un diseño de minado adecuado así como un plan de minado sólido, es posible implementar el método de minado avoca continuo y con ello incrementar la producción.

1.4.- VARIABLES DEPENDIENTES E INDEPENDIENTES
VARIABLES INDEPENDIENTES

VARIABLES INDEPENDIENTES (FACTORES GEOLOGICOS, METALURGICOS, ECONÓMICOS)	INDICADORES	ÍNDICES	
	GEOLÓGICOS		Leyes
			Potencia
			Distribución Geológica
			Distribución macizo rocoso
			Modulo deformación
			RMR
			GSI
			Mi
			RQD
			Q
			Estado Tectónico
			Disposición Mineralógica
			Potencias
			Inclinación
			Tabular, lenticular
	METALÚRGICOS		Elementos contaminantes
			Elementos asociados
	ECONÓMICOS		Precio de commodities

VARIABLES DEPENDIENTES

VARIABLES DEPENDIENTES (FACTORES DE MINADO, METALÚRGICOS Y ASPECTOS ECONÓMICOS)	INDICADORES	ÍNDICES	
	GEOMECÁNICOS		Esfuerzos inducidos
			Factores de seguridad
			Elementos de sostenimiento
			Dimensiones del caseron
			Tipo de relleno
	MINADO		Toneladas producción
			Diseño minado
			Secuencia minado
			Leyes de corte
			Recuperación minera
			Costos fijos y variables
			Ley media
			Reservas probadas, probable, posibles
			Dilución
			Ancho minado
			Dimensiones del caseron
	METALÚRGICOS		Recuperación metalúrgica
			Ley concentrado
	ECONÓMICOS		VANE
		Inversión	
		TIRE	
		Análisis de Riesgos y Sensibilidad	
		Rentabilidad	

1.5.- GENERALIDADES

1.5.1.- UBICACIÓN

El distrito minero de Morococha está ubicado en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú, a 142 Kilómetros al Este de Lima y a 8 kilómetros al Este de la divisoria continental, conocida con el nombre de Ticlio Políticamente pertenece al distrito de Morococha, provincia de Yauli, departamento de Junín, de acuerdo al índice de cartas geológicas, Morococha pertenece al cuadrangulo 24-k (Matucana) (Banda L, Zona 18).

Las coordenadas UTM que corresponden a la zona son:

$$N = 8718584$$

$$E = 375630$$

$$Z = 4700$$

1.5.2.- ACCESIBILIDAD

El área de Morococha es accesible por la carretera Central, la cual cruza el distrito de Oeste a Este. Un ramal del Ferrocarril Central llega a Morococha, el cual se utiliza para el transporte de los concentrados de mineral.

RUTAS DE ACCESO

RUTA	DISTANCIA (Km)
Carretera Central: Lima - Ticlio - Morococha	142
Ramal de Ferrocarril Central: Oroya –Morococha	32
Abancay (Apurimac) - Lima - Morococha	1095

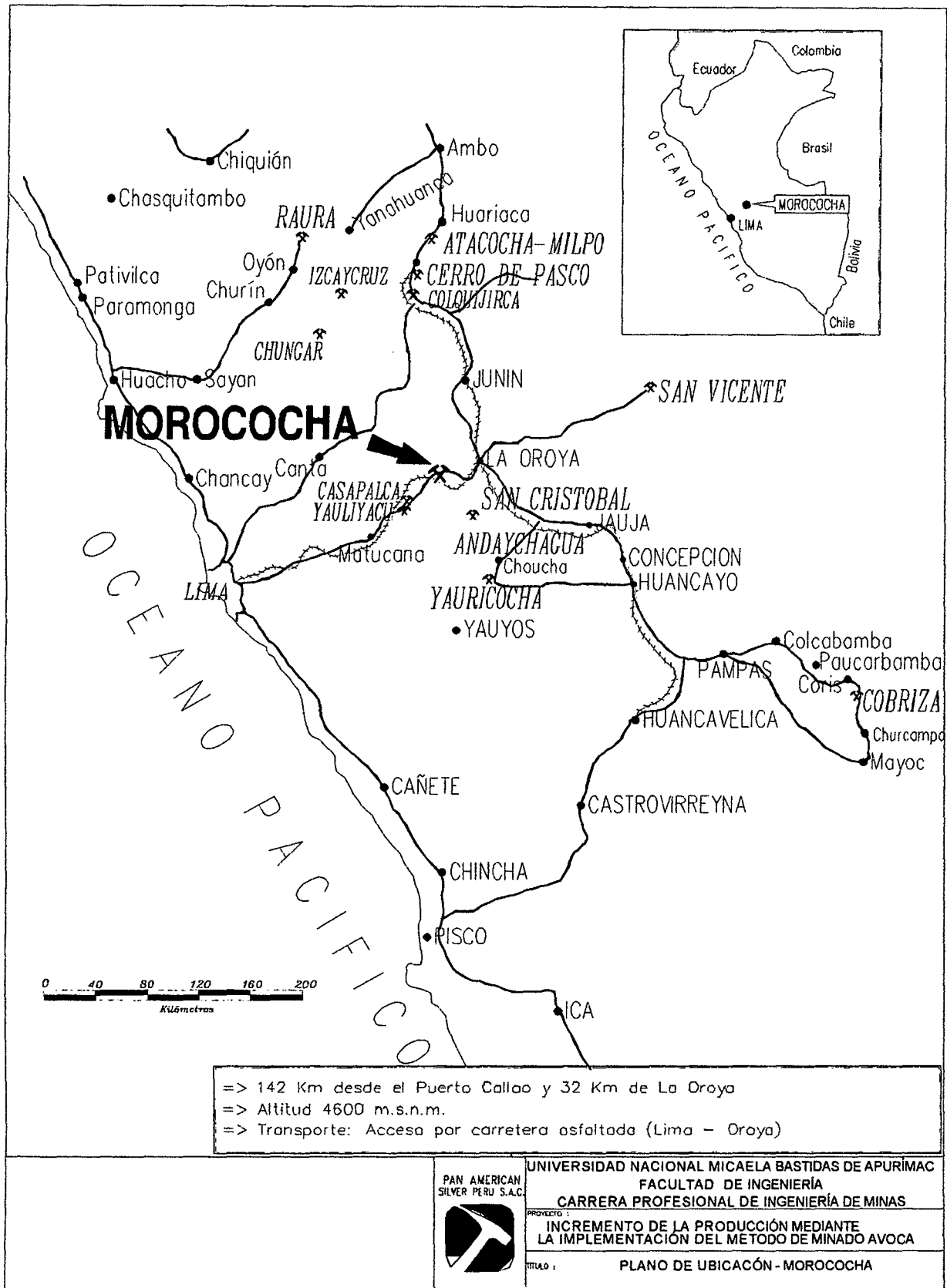


Gráfico 1: ubicación del proyecto en estudio

1.5.3.- GEOMORFOLOGÍA

El distrito minero de Morococha se encuentra en una área de relieve topográfico abrupto, tipo alpino, con elevaciones entre los 4400 y 5000 m.s.n.m. siendo la cumbre más alta de la zona el Yanashinga con 5480 m.s.n.m. Los valles son en "U", cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas tales como las Lagunas de Huacracocho y Huascacocha; estrías y depósitos morrénicos son evidencias de una fuerte glaciación ocurrida en la zona.

El clima de la región es frígido durante todo el año; marcado por dos estaciones: la húmeda, de noviembre a abril con precipitaciones de nevada y granizo; y la seca, durante el resto del año, con frío más intenso y precipitaciones esporádicas. La temperatura de verano varía de 3° a 20° C y en invierno de -4°C a 14°C, la velocidad de los vientos alcanza a 45 a 50 km/hora.

1.6.-GEOLOGÍA

1.6.1.- GEOLOGÍA REGIONAL

ESTRATIGRAFÍA

La secuencia estratigráfica de la zona lo constituyen rocas del Paleozóico y Mesozóico que están comprendidas en las siguientes unidades litológicas.

GRUPO EXCÉLSIOR: (DEVÓNICO)

Las rocas más antiguas conocidas en la región son las del grupo Excélsior; afloran fuera del distrito de Morococha, en Yauli, Carahuacra, San Cristóbal y Andaychagua donde forman el núcleo del domo de Yauli; sin embargo, en el nivel 1700 de la mina Morococha (1700 pies debajo de superficie), a lo largo del túnel Kingsmill, se han encontrado algunas exposiciones de éste tipo de roca.

La potencia total de este grupo es desconocida, sin embargo J. V. Harrison (1943) determinó una potencia de 1800 metros, para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Este grupo está constituido por lutitas y filitas negras a verde olivo con algunos horizontes de calizas y derrames lávicos, afloran fuertemente plegadas, foliadas y cortadas por lentes irregulares de cuarzo lechoso, lo cual se interpreta como el resultado de un metamorfismo regional. Las filitas ocurren finamente estratificadas, mientras que los lentes

de cuarzo presentan mayor espesor generalmente en los núcleos de pequeños anticlinales. En base a fósiles encontrados en las calizas, J. V. Harrinson le asigna edad Devónica, la cual es confirmada por F. Megard (1979).

GRUPO MITU: (PÉRMICO)

El Grupo Mítu está representado en el distrito minero de Morococha por los volcánicos Catalina (Formación Yauli), los cuales están considerados como la fase volcánica de dicho grupo. Los volcánicos Catalina forman el núcleo del anticlinal Morococha, desde el superficie hasta el nivel 1700 (túnel Kingsmill). Estos volcánicos afloran en la parte Sur del distrito (área de Cajoncillo) a lo largo del eje del anticlinal, pero en forma más amplia en Yauli y San Cristóbal.

Los volcánicos Catalina o Formación Yauli están considerados como la parte superior del grupo Mítu, Pero en Morococha, al Este y Sur-Este del distrito en aparente concordancia sobre los volcánicos Catalina y debajo de la calizas Pucará yace una secuencia que consiste de un conglomerado rojo en la parte inferior y areniscas, calizas y brechas calcáreas en la parte superior. La potencia de estas secuencias en la zona de Arapa (al SE del distrito), es más de 160 metros (A. J. Terrones, 1949); pero esta potencia, afectada por tectonismo, varía extremadamente de un lugar a otro debido a la naturaleza incompetente de las rocas. En un principio, esta secuencia fue considerada como la parte inferior de las calizas Pucará, pero más tarde fue reconocida como una unidad litológica independiente y se le correlacionó con el grupo Mítu (P. Henshaw, 1943). Posteriormente, A. J Terrones (1949) también le llamo Mítu a esta secuencia por la semejanza del conglomerado rojo basal con el conglomerado rojo Mítu en la región de Cerro de Pasco. Como vemos, esta secuencia del Mítu se encuentra sobre los volcánicos Catalina en el distrito de Morococha, lo cual es contrario a lo observado al Sur del domo de Yauli en el área de Carahuacra, donde la secuencia está debajo de los volcánicos Catalina y sobre las filitas Excélsior.

GRUPO PUCARÁ: (TRIÁSICO - JURÁSICO)

1) Formación Chambara, constituida por intercalaciones de calizas, tufos, lutitas bituminosas y cherts; alcanza una potencia máxima regional de 1500 metros.

2) Formación Aramachay, formada por interestratificación de lutitas, areniscas, tufos, cherts y rocas fosfáticas cuya máxima potencia es de 600 metros.

3) Formación Condorsinga, ubicada en el tope del grupo, está constituida por intercalaciones de calizas, lutitas y areniscas que suman una potencia de 2900 metros.

El grupo Pucará conforma una potente secuencia marina de sedimentación miogeosinclinal de carbonatos y lutitas, asociada a actividad volcánica representada por derrames lávicos (tufos y basalto), a lo largo de la margen Oeste del Cratón Brasileiro y de la margen Este del Océano Pacífico. Al grupo Pucará se le asigna una edad que va desde la mitad del Tríasico Superior hasta el Jurásico inferior teniendo una duración aproximada de 30 millones de años, tiempo en el cual se acumuló una secuencia de 2900 metros de potencia, en la región de la Oroya - Tarma, siendo su relación de depositación de 9,7cm por cada 1000 años.

Estratigráficamente, es discordante con las rocas subyacentes pérmicas - devónicas y con las suprayacentes del Cretácico Inferior¹

GRUPO GOYLLARISQUIZGA (CRETÁCICO INFERIOR).

El grupo Goyllarisquizga está representado en el distrito de Morococha por una secuencia constituida por un conglomerado rojo basal en aparente concordancia sobre la caliza Pucará. Luego se suceden areniscas y lutitas rojas, capas de cuarcita de 6 a 15 metros de espesor y capas de caliza gris interestratificada con derrames lávicos o diques-capas de diabasa y basalto. Toda esta secuencia está expuesta al Norte, Noreste y Suroeste del distrito. Los horizontes basálticos son generalmente amigdaloides, en tanto que los diabásicos son porfiríticos. Al Norte del distrito se conocen hasta 12 horizontes con espesores que varían de 3 a 61 metros, mientras que al Suroeste, sólo se conocen tres con espesores de 5 a 15 metros.²

Esta secuencia va cambiando hasta el tope a una caliza masiva de color gris azulado y a una caliza fosfática de color gris a oscuro las cuales suceden al último dique-capa de diabasa. Estas calizas constituyen la base del grupo Machay.

GRUPO MACHAY (CRETÁCICO SUPERIOR).

El grupo Machay está representado por una interestratificación de calizas, las cuales están expuestas en las afueras del distrito, al Suroeste y Oeste en las áreas de Buenaventura,

¹J.Pinto, M. Román, J. Pastor, A. Alvarez, E. Barrantes, Interpretation of the geology of Morococha, (1949)

²J.Pinto, M. Román, J. Pastor, A. Alvarez, E. Barrantes, Interpretation of the geology of Morococha, (1949)

Galera y Ticlio. El grupo Machay, que yace en concordancia sobre el grupo Goyllarisquizga, consiste de una caliza gris azulada masiva con restos de fósiles en la parte inferior. Luego viene una caliza gris clara que contiene horizontes de caliza carbonosa, lutácea, margosa y caliza fosfatada. Los últimos 12 metros de la secuencia son de lutita negra que contiene ammonites y pelecípodos.³

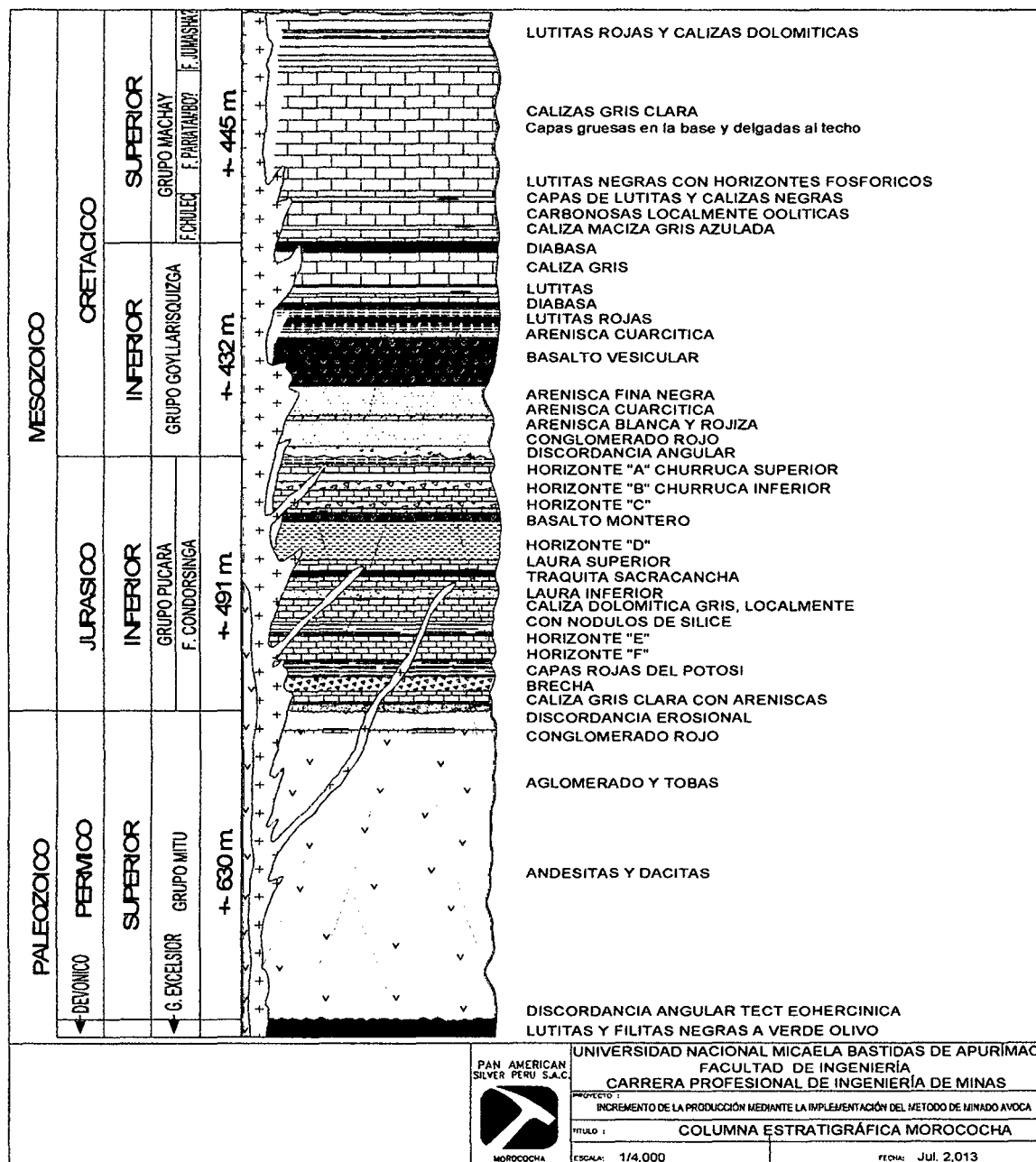


Gráfico2: Corte de columna estratigráfica de los materiales existentes en la zona de estudio

³J.Pinto, M. Román, J. Pastor, A. Alvarez, E. Barrante, Interpretation of the geology of Morococha, (1949)

1.6.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Resulta importante mencionar los rasgos estructurales de la veta más económica en la zona Alapampa (veta explotable con taladros largos), en las calizas de las cajas el rasgo estructural principal es la estratificación, la cual tiene rumbo N25°W y buzamiento 38°SW. En los contactos con el mineral, en particular en la caja techo (encima de la cota 4600), se presenta una brecha de falla calcárea cuyo espesor varía en función de la potencia de la veta, a mayor potencia mayor espesor de la brecha y viceversa, acuerdo a las observaciones los espesores de la brecha están entre 1 m a 1.2 metros. En esta brecha de falla se han podido distinguir dos sistemas de diaclasas, con rumbos similares a la estructura (N35°E) y buzamientos de moderados a altos y opuestos, al NW y SE. Luego está el mineral, que por tratarse de una veta falla, se encuentra brechado, con presencia de bloques (clastos) duros de diferentes tamaños englobados por materiales débiles de menor tamaño y panizo.

PLEGAMIENTO, FRACTURAMIENTO, BRECHAMIENTO.

La estructura regional dominante es el domo de Yauli, que se extiende longitudinalmente por 35 kilómetros, desde San Cristóbal hasta Morococha y transversalmente por 10 kilómetros, el rumbo promedio de esta estructura es N 40° W, es asimétrico, su flanco Este buza entre 30° y 40°, mientras que su flanco Oeste buza de entre 60° y 80°. El domo de Yauli está formado por tres anticlinales: el anticlinal de Pomacocha en el lado Oeste, el de San Cristóbal - Morococha en la parte central y el Ultimátum en el lado Este .

En Morococha, la estructura más conspicua es el anticlinal Morococha, que forma parte Norte del Domo de Yauli. El anticlinal Morococha es asimétrico con los volcánicos Catalina formando el Núcleo.

Dos periodos de plegamiento son reconocidos en la región. El primer periodo ocurrido durante el Pre-mesozoico y que dio lugar a un intenso plegamiento de las filitas Excélsior.

El segundo período corresponde al plegamiento de las rocas sedimentarias mesozoicas, que comenzó a fines del cretáceo y continuó durante el principio y mediados del Terciario. G. Steinmann reconoce tres etapas de plegamiento en la Cordillera de los Andes; el plegamiento "Peruano", ocurrió a fines del Cretáceo y antes de la deposición de las Capas Rojas; el " Incaico " , ocurrido a principios del Terciario, fue el más intenso y a él siguió un

período intenso de actividad ígnea; y el plegamiento "Quechua", ocurrido a mediados del Terciario. En todo este período se formó el anticlinal Morococha.

En el distrito de Morococha, probablemente a fines del Cretáceo (Plegamiento "Peruano") fuerzas de compresión de dirección E-W comenzaron a formar el anticlinal Morococha. A medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico", las rocas cedieron por ruptura y se formaron dos fallas inversas importantes, paralelas al rumbo general de la estratificación. Estas fallas son:

La falla Toldo-Potosí en el flanco Este y la falla Gertrudis en el flanco Oeste. El buzamiento de las 2 fallas inversas varía entre 45° y 70° y buzanan en dirección opuesta. Al final del plegamiento "Incaico" una intensa actividad intrusiva se produjo en la región, lo que dio lugar primero al emplazamiento de la diorita Anticona al Oeste del distrito.

La continuación de las fuerzas de compresión dio lugar a la formación de fallas de cizalla de rumbo NW-SE en la parte Sur del distrito, donde el anticlinal tiene un rumbo N 20° W; ejemplo, la falla Huachuamachay y la falla San Gerardo. Al mismo tiempo, en la parte Norte del distrito donde el anticlinal tiene un rumbo N 40° W, se formaron fallas de cizalla de rumbo general E-W. Ejemplo, la veta ó falla San Antonio 8. Estas fallas oblicuas fueron probablemente desarrolladas después de la intrusión de la diorita Anticona.

Existen varias zonas de brechas en la caliza Pucará. tales como la brecha Toldo, Santa Clara, Churruca, Riqueza y Freiberg

Estas brechas están ubicadas en las zonas de fallas inversas o en la prolongación de ellas, así como en las zonas de contactos de la caliza con los volcánicos Catalina con el intrusivo Morococha o con el Basalto Montero⁴.

1.6.3.- GEOLOGÍA LOCAL

INTRUSIVOS

La actividad ígnea en el distrito de Morococha comenzó durante el Pérmico. Las andesitas y dacitas de los volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas del distrito. Los flujos volcánicos y diques-capas, interestratificados con las rocas sedimentarias del Jurásico y Cretáceo indican que durante el Mesozoico continuó la actividad ígnea. La

⁴P. Henshaw (1945), A. J. Terrones, (Morococha districts stratigraphy, (1943),

mayor actividad ocurrió a fines del Terciario con las intrusiones de la diorita Anticona, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero.

DIORITA ANTICONA

La diorita Anticona es la roca más antigua de las rocas intrusivas del Terciario y se extiende ampliamente al Oeste y Noroeste del distrito de Morococha hasta Ticlio. La diorita es una roca de color verde oscuro a gris y textura porfírica. Diques de monzonita cuarcífera atraviesan la diorita, lo que indica que la intrusión de la monzonita cuarcífera fue posterior a la intrusión de la diorita Anticona.

El contacto de la diorita con la caliza Pucará al Norte del distrito, buza al Oeste por lo que en algunos lugares la diorita sobreyace a la caliza Pucará. Hacia el Oeste fuera del distrito, la diorita está en contacto con las Capas Rojas. La diorita Anticona contiene vetas de zinc, plomo y plata, con algo de cobre.

MONZONITA CUARCÍFERA.

La Monzonita cuarcífera, llamada en general Intrusivo Morococha, está localizada en la parte central del distrito. Cuatro stocks principales han sido reconocidos, los cuales son: el stock San Francisco en la zona central, el stock Gertrudis ligeramente al Norte del stock San Francisco; el stock Potosi al Noreste del Distrito y el stock Yantac al Sur del Distrito. Todos estos tienen forma irregular y presentan gran cantidad de proyecciones como diques y apófisis diversas. El intrusivo Morococha atraviesa los volcánicos Catalina, las calizas Pucará a la que ha alterado intensamente y a la diorita Anticona.

PÓRFIDO CUARCÍFERO.

El pórfido cuarcífero es la roca intrusiva más reciente conocida en el distrito. Un pequeño stock y algunos diques han sido reconocidos en la parte central, en íntima relación con el stock San Francisco de monzonita cuarcífera, al cual atraviesa. El pórfido cuarcífero consiste de fenocristales de cuarzo en una matriz afanítica de cuarzo, sericita y plagioclasas alteradas (K. Richard, 1968). Posteriormente, E. Barrantes (1968) hizo un estudio más detallado de este pórfido cuarcífero.

El stock de pórfido cuarcífero es particularmente importante por estar genéticamente más relacionado con la mineralización de cobre que los otros intrusivos.

ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

El proyecto se centra en la explotación de una de las estructuras denominado veta Morro Solar, es una veta falla emplazada en calizas de la formación Pucará. El mineral se encuentra pegado a la caja piso, también en la parte central de la veta como una brecha, finalmente pegado a la caja techo como una brecha calcárea, en este último caso el mineral es pobre y se presenta diseminado. El ensamble mineralógico es: pirita, galena argentífera, esfalerita y algo de rodocrosita.

1.- vetas

Las vetas mejor mineralizadas fueron formadas a lo largo de las fracturas de tensión. Las fallas de cizalla, por contener mucho panizo no fueron mineralizadas o fueron pobremente mineralizadas; sin embargo presentan en forma errática núcleos mineralizados formando pequeños clavos, como por ejemplo la falla Huachuamachay.

Las fracturas de tensión están mejor desarrolladas en los volcánicos Catalina, donde han formado vetas persistentes en longitud y profundidad y generalmente uniformes en mineralización. Las vetas en la monzonita cuarcífera son más cortas y no profundizan mucho, pero son en general definidas. En la caliza las vetas también son cortas y no profundizan mucho, pero lo más característico es su irregularidad en potencia y mineralización y tendencia a formar estructuras en cola de caballo cerca a los contactos con la monzonita cuarcífera.

Las vetas han sido formadas principalmente por relleno de fracturas, aunque, cuando la roca de caja ha sido la caliza, las vetas se han formado por relleno y reemplazamiento irregular de las cajas.

Con las recientes exploraciones y desarrollos realizados hacia el S-E del Distrito (bloques Doña Inés, Muchcapata, Dos Naciones, etc); se han encontrado valores anómalos de oro asociados a las vetas. Dichas estructuras se enmarcan dentro de un modelo de vetas de oro en carbonatos -rodocrosita - cuarzo - galena - pirita asociadas a rocas volcánicas de tipo Dacita-andesita⁵.

2.- mantos y cuerpos arracimados.

⁵S.M. Boutwell (1920), S.M. Boutwell (1920), R.T. Nagell (1957), Morococha district Geology,

Los mantos y cuerpos arracimados se encuentran localizados al Oeste del anticlinal, en la caliza Pucará. La caliza está generalmente marmolizada con algunos horizontes silicatados.

Los mantos que siguen la estratificación de la caliza, en realidad, son pocos; mayormente se trata de cuerpos irregulares que pueden seguir en parte la estratificación, pero luego la cruzan. Uno de los mantos más extensos trabajados en el pasado, el Manto Ombla es un cuerpo en forma de chimenea que mide más o menos 850 metros a lo largo de su eje y tiene una inclinación de 45° en los niveles superiores, 20° en la parte intermedia y 60° en los niveles inferiores. El ancho máximo de este cuerpo, en el nivel 1200, es de 100 x 200 metros. De este cuerpo principal, cuyo núcleo es de pirita, salen otros pequeños cuerpos y vetas. También actualmente se está trabajando el manto Gertrudis cuya longitud es aproximadamente de 200 metros de largo por 10m de ancho y se extiende desde el nivel A hasta el nivel 222 con posibilidades de profundizar más, estratigráficamente se encuentra al techo del manto Ombla; otro manto importante es el manto Victoria, emplazado en un sinclinal apretado en la zona de San Antonio, tiene una longitud de 200m. x 25m. de ancho.

3.- diseminaciones.

Este tipo de mineralización ha sido materia de trabajo especial, en el conocido Proyecto Complejo Cuprífero de Toromocho, al hablar de ocurrencia de la mineralización en Morococha, no puede dejarse de mencionar la diseminación de cobre porfirítico al Suroeste de la parte central del distrito de Morococha, mineralización que parece estar genéticamente relacionada con el Pórfido Cuarzífero descrito anteriormente. La diseminación de cobre está acompañada con mineralización de molibdeno y plata, aunque con leyes bajas. Así mismo, en la zona de diseminación se puede observar un enrejado de vetillas (stockwork) con mineralización de Cu. Ag. y algo de molibdeno. Es posible también determinar en la zona de cobre diseminado de Toromocho un zoneamiento vertical y horizontal de alteración hidrotermal y mineralización, similar al esquema generalizado para los pórfidos de cobre como el de San Manuel - Kalamazoo en Arizona⁶.

⁶S.M. Boutwell (1920), S.M. Boutwell (1920), R.T. Nagell (1957), Morococha district Geology,

ALTERACIÓN HIDROTHERMAL.

La alteración metamórfica y metasomática causada por los intrusivos ha sido intensa en las calizas Pucará. La alteración hidrotermal producida por las soluciones mineralizantes afectó a los intrusivos, a las calizas Pucará, a los volcánicos Catalina y a las filitas Excélsior.

En general, en la zona central, la monzonita cuarcífera muestra una sericitización y caolinización junto a las vetas y una silicificación general en forma de vetillas y granos; también se puede observar piritización amplia. En la zona intermedia, en los volcánicos Catalina y la diorita Anticoná, la alteración hidrotermal está representada por una caolinización, propilitización y silicificación. En la zona externa o periférica, en las mismas rocas, existen silicificación y cloritización.

PARAGÉNESIS Y ZONEAMIENTO

Existen diferentes ensambles mineralógicos para diferentes zonas dentro del distrito. En la zona central, en los stocks San Francisco y Gertrudis y alrededor de ellos en zonas de contacto con la caliza alterada, existe principalmente mineralización de cobre. Dentro de los stocks existen vetas y diseminación y en las zonas de contacto con la caliza existen cuerpos irregulares. Los minerales de cobre que se encuentran en esta zona central son: enargita, calcopirita y tetraedrita, aunque este último mineral se extiende ampliamente fuera de la zona central, hasta las márgenes del distrito. La esfalerita y galena son raros en la zona central. Los minerales de ganga más abundantes son: pirita y magnetita.

Alrededor de la zona central de cobre, existe una zona intermedia con mineralización de zinc-plomo. Los minerales más abundantes son esfalerita y galena, aunque también existen calcopirita, pero en menor proporción. Los minerales de ganga más comunes son: pirita, cuarzo, rodocrosita y calcita. Esta zona intermedia de zinc-plomo, abarca los volcánicos Catalina al Este, la diorita Anticoná al Oeste, las calizas marmolizadas o algo silicatadas al Norte y el stock Potosí al Noreste la mineralización en esta zona intermedia está mayormente en vetas, aunque se encuentran algunos mantos y cuerpos, principalmente de esfalerita en las calizas.

La zona exterior, que abarca las márgenes del distrito, contiene mineralización de plomo-plata. Los minerales presentes son: galena, argentífera y freibergita con un contenido de plata hasta de 240 g.Ag. También se tiene esfalerita. Como minerales de ganga tenemos,

rodocrosita calcita, baritina y cuarzo. Esta zona exterior de plata, abarca parte de los volcánicos Catalina y la caliza Pucará al Este y Sureste del distrito, también la caliza Pucará al Norte y la diorita Anticona al Oeste.

Indudablemente, el zoneamiento o distribución espacial de los minerales ha estado en relación directa con la secuencia paragenética. Si consideramos que la fuente de las soluciones mineralizantes estuvieron localizadas debajo de los stocks San Francisco y Gertrudis, entonces vemos que en esta zona central se depositaron los minerales de mayor temperatura de formación, tales como pirita, enargita y calcopirita. Luego, a medida que las soluciones recorrían una mayor distancia hacia las márgenes del distrito de Morococha y la temperatura de las soluciones disminuido, se fueron depositando tetraedrita, esfalerita, galena argentífera y como minerales de ganga, cuarzo, rodocrosita, calcita y baritina formando así las zonas de zinc-plomo y plomo-plata.

La secuencia paragenética generalizada para el distrito de Morococha es como sigue:

Hematita (Fe_2O_3), magnetita(Fe_3O_4)

Cuarzo(SiO_2), molibdenita(MoS_2)

Pirita (FeS_2)

Esfalerita (ZnS)

Enargita (Cu_3SbS_4)

Bornita (Cu_5FeS_4), calcopirita (CuFeS_2),

Tetraedrita ($\text{Cu,Fe}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$)

Galena (PbS), Carbonatos

Barita (BaSO_4)

La primera generación de esfalerita es de color pardo oscuro a negro (marmatítica), mientras que la segunda generación es de color pardo claro a pardo rojizo. El contenido de fierro en la esfalerita va disminuyendo del centro hacia las márgenes y de allí su cambio de color⁷.

⁷R.D. Harvey, Morococha petrographic study, (1931).

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.- MODELO GEOLÓGICO

Los modelos geológicos constituyen representaciones tridimensionales de las estructuras mineralizadas, que son confeccionados acordes con la realidad y estas permiten comprender mejor el comportamiento o ubicación espacial. El modelo geológico representa la distribución espacial de los materiales, accidentes tectónicos, características hidrológicas, geomorfológicas etc. La confección de estos modelos es la premisa para realizar el modelo de bloques.

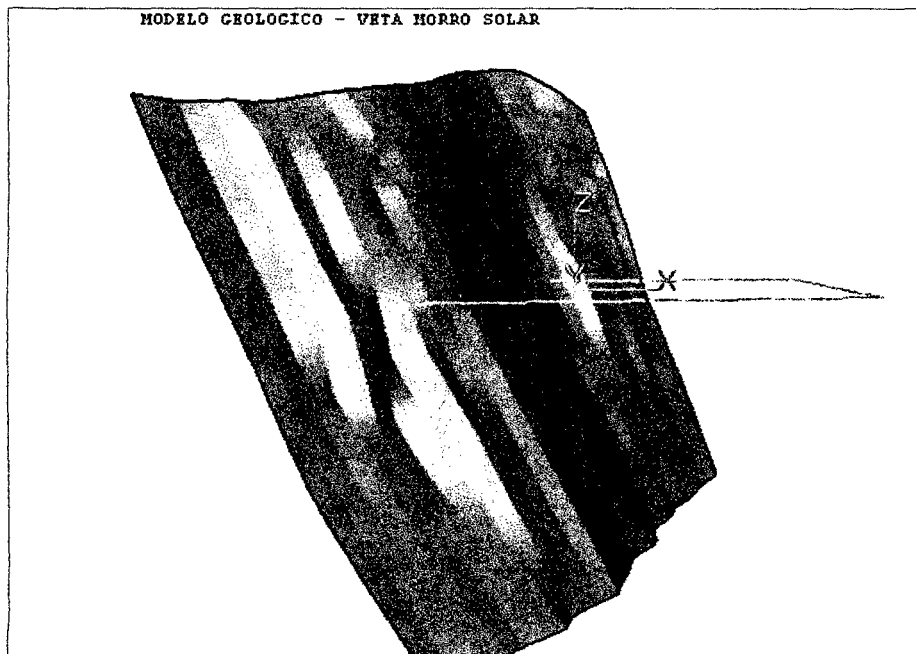


Gráfico 4: vista del modelo geológico – morro solar
Fuente. (Informe de recursos y reservas 2012-Panamerican Silver S.A.C)

2.2.- MODELO DE BLOQUES

El modelo de bloques es una matriz tridimensional, cuyos bloques o celdas tienen una base cuadrada de una determinada longitud y una altura que en general es la altura del banco, pero como el minado en este proyecto es subterráneo, generalmente las dimensiones del bloque se eligen de acuerdo al ancho de minado, dimensión del equipo, grado de selectividad, etc. Cada celda y subcelda del modelo de bloques consta de variables numéricas como: topografía, leyes de mineral, roca, alteración, mineralización, densidad,

etc. Es importante el modelamiento geológico tenerlo en un sistema electrónico porque es la base para determinar las reservas geológicas y económicas, para el plan de minado a corto, mediano y largo plazo.

2.3.-MODELO MATEMÁTICO - NUMÉRICO

Con el modelo matemático se trata de calcular las tensiones y deformaciones en una mina, tomando en consideración las discontinuidades del macizo rocoso, en la mayoría de los casos no es posible encontrar una solución exacta de los sistemas de ecuaciones que se plantean, por lo cual se recurre al cálculo numérico. Los modelos matemáticos se empiezan a utilizar en la fase de viabilidad del proyecto del dimensionado de una mina subterránea, pero de una forma simplificada, de tal forma que en la mayor parte de los casos se pueden obtener soluciones exactas. La validez de los modelos matemáticos debe corroborarse mediante mediciones insitu, al comienzo de la explotación. Según la concordancia de estos resultados, puede ser conveniente modificar el modelo inicialmente utilizado o variar los parámetros del macizo rocoso introducidos en este. El dimensionado de la mina queda finalizado cuando al comparar las tensiones y deformaciones previstas por el modelo matemático con las admitidas por el macizo rocoso en el que se encuentra situada la mina, se obtienen probabilidades de rotura o coeficientes de seguridad admisibles.

2.4.- RECURSOS GEOLÓGICOS

Los recursos geológicos de un determinado yacimiento son la cantidad de mineral con una determinada ley que está en el yacimiento, es todo el material encima de una ley de corte pre-determinada cuya confianza de cada uno de los bloques debe de ser probado y probable, aquel material cuya ley puede ser bastante alta y cuya confianza es posible, este bloque se contabiliza como desmonte⁸

⁸Ordóñez s. y López vera, (1981). concepto y tipos de recursos minerales. geología y medio ambiente. Madrid.

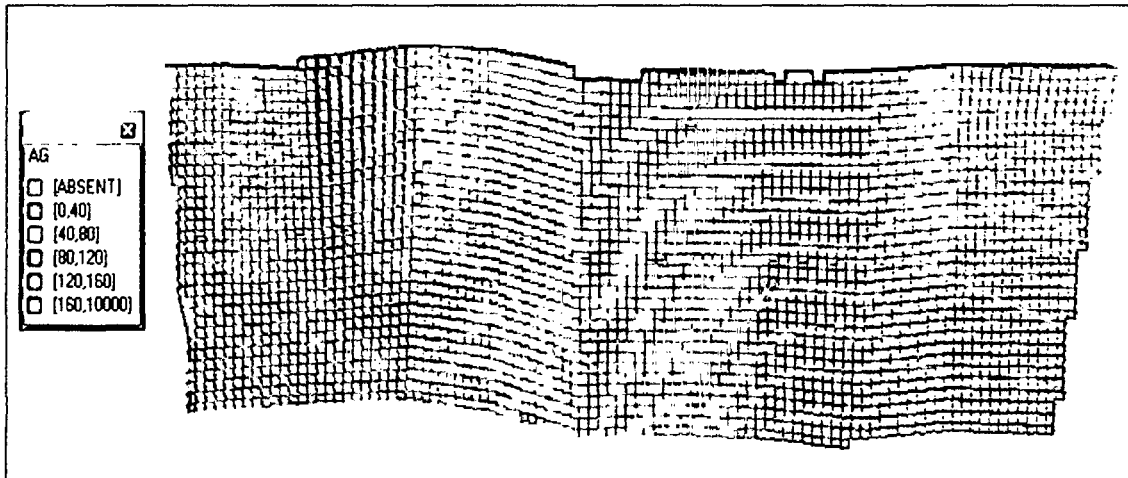


Gráfico 5: vista de los recursos geológicos - valores de Ag

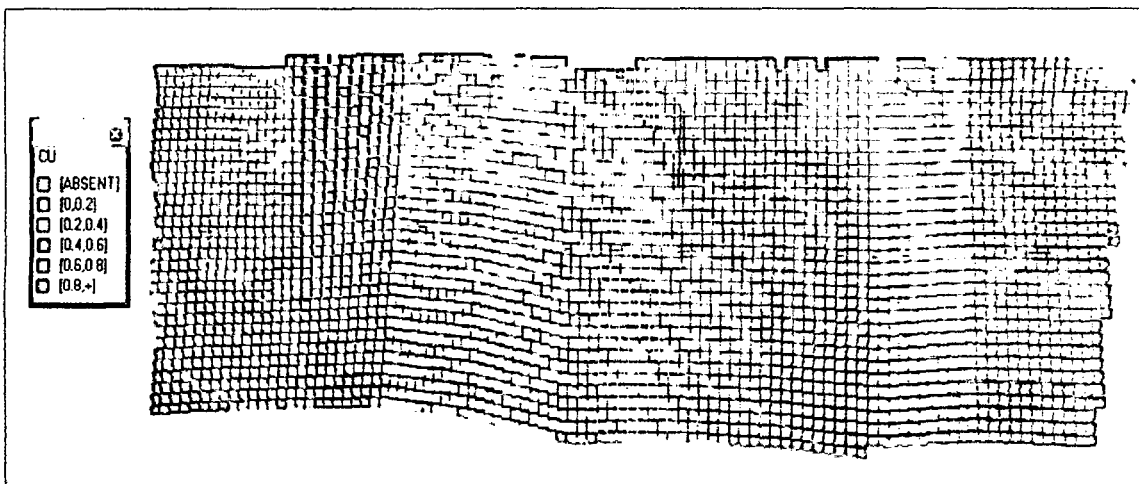


Gráfico 6: vista de los recursos geológicos - valores de Cu

2.5.- PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS

La proyección estereográfica proporciona una herramienta fundamental en el campo de la ingeniería geológica. Su principal interés estriba en el hecho de que con ella podemos representar orientaciones (dirección) e inclinación (buzamiento o inmersión) preferentes de elementos que en la naturaleza no se presentan con desarrollos geométricos perfectos, como es el caso de un estrato, donde el plano de techo y de muro presentan irregularidades puntuales aunque con una tendencia general. Además este tipo de representación permite medir los ángulos de forma directa. Entre sus aplicaciones más importantes se encuentra el reconocimiento de juegos de diaclasas en un afloramiento rocoso, la determinación de la

dirección y el buzamiento de un estrato, la determinación del tipo de rotura en un movimiento de ladera, etc⁹.

2.6.- MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981), desarrollaron el Método Gráfico de Estabilidad para el dimensionamiento de tajeos y diseño de sostenimiento. La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos abiertos. Información sobre la resistencia y estructura de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento¹⁰.

El procedimiento de diseño está basado en el cálculo de dos factores N' , que es el número de estabilidad modificada, que representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado y S , que es el factor de forma o radio hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

El número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Dónde:

Q' : es el Índice de calidad tunelera Q modificado.

A : es el factor de esfuerzos en la roca.

B : es el factor por ajuste de orientación de las juntas

C : es el factor de ajuste gravitacional.

2.6.1.-RADIO HIDRÁULICO (S)

Para la superficie del tajeo estudiado se obtiene dividiendo el área de la sección transversal de la superficie analizada entre el perímetro de la superficie analizada.

⁹Phillips, F.C. 1975. La aplicación de la proyección estereográfica en geología estructural. Blume, Madrid. 132 pp

¹⁰ Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992) "Método Gráfico de Estabilidad"

$$S = \left(\frac{LxH}{2x(L + H)} \right)$$

Donde:

L: longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

2.6.2.- CLASIFICACIÓN Q'

Fue definido por Barton et al. (1974) como el Índice de Calidad de Rocas para Túneles, también conocida como la clasificación NGI, por la afiliación de los autores (Norwegian Geotechnical Institute). Esta clasificación determina la calidad del macizo y se aplica en definición de requerimientos de sostenimiento en excavaciones subterráneas, esta clasificación está definida a partir de 6 parámetros.

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

RQD: índice de calidad de la roca

Jn: número de sistemas de discontinuidades

Jr: número de rugosidad de las discontinuidades.

Ja: número de alteración de las discontinuidades.

Jw: factor de reducción por presencia de agua en las discontinuidades.

SRF: factor de reducción por esfuerzos en el macizo rocoso

La asociación de factores permite dar un sentido físico a cada uno de ellos:

$\frac{RQD}{Jn}$: representa el tamaño del bloque medio.

$\frac{Ja}{Jr}$: reúne términos de rugosidad, fricción y relleno de las juntas y representa la resistencia al corte entre bloques.

$\frac{Jw}{SRF}$: Combina condiciones de agua y tensión y, por tanto, puede representar una tensión activa o eficaz

A continuación se muestra la tabla de valoración del índice Q.

TABLA 1 VALORACIÓN DE ÍNDICE DE CALIDAD TUNELERA¹¹

Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%			
	valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	6-20 cm	< 6 cm			
	valor	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		valor	6	5	3	1	0		
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Agua/Princ	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	valor	15	10	7	4	0			

Fuente: Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Classification" Willey - Interscience Publication -1989

Continuación de la tabla1

¹¹Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Classification" Willey - Interscience Publication -1989

J_n número de familias	valor
Roca masiva	0.5 - 1
Una familia de juntas	2
Id. con otras juntas ocasionales	3
Dos familias de juntas	4
Id. con otras juntas ocasionales	6
Tres familias de juntas	9
Id. con otras juntas ocasionales	12
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15
Roca triturada	20
J_r coeficiente de rugosidad de la junta	valor
Juntas (contacto entre las dos caras)	
Discontinuas	4
Onduladas, rugosas	3
Onduladas, lisas	2
Onduladas, perfectamente lisas	1.5
Planas, rugosas o irregulares	1.5
Planas, lisas	1
Planas y perfectamente lisas	0.5
Juntas rellenas	
(relleno impide contacto entre las dos caras)	
material arcilloso	1
Material arenoso, de grava o triturado	1
J_a coeficiente de alteración de la junta	valor
Juntas (sin minerales de relleno intermedios)	
Juntas de paredes sanas	0.75 - 1
Ligera alteración	2
Alteraciones arcillosas	4
Juntas	
(minerales de relleno en pequeño espesor)	
Con partículas arenosas	4
Con minerales arcillosos no blandos	6
Con minerales arcillosos blandos	8
Con minerales arcillosos expansivos	8 - 12
Juntas	
(minerales de relleno en gran espesor)	
Con roca triturada/desintegrada y arcilla	6 - 12
Con zonas de arcilla limosa o arenosa	5
J_w coeficiente reductor por la presencia de agua	valor
Excavaciones secas o con $\leq 5\text{ l/min}$ localmente	1
Afluencia media con lavado de algunas juntas	0.66
Afluencia importante por juntas limpias	0.5
Id. con lavado de juntas	0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	0.2 - 0.1
Id. mantenida	0.1 - 0.05
SRF	Valor
Zonas débiles intersectan a la excavación:	
Multitud de zonas débiles o milonitos	10
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura $\leq 50\text{ m}$)	5
Id. con cobertura $> 50\text{ m}$	2.5
Abundantes zonas débiles en roca competente	7.5
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura $\leq 50\text{ m}$)	5
Id. con cobertura $> 50\text{ m}$	2.5
Roca competente (problemas tensionales en las rocas)	
Pequeña cobertura	2.5
Cobertura media	1
Gran cobertura	0.5 - 2
Rocas deformables (flujo plástico de roca)	
Con bajas presiones	5 - 10
Con altas presiones	10 - 20
Rocas expansivas	
Con presión de hinchamiento moderada	5 - 10
Con presión de hinchamiento alta	10 - 15

2.6.3.- FACTOR DE ESFUERZOS EN LA ROCA (A)

El factor de esfuerzos en la roca A , determina los esfuerzos que actúan sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor se determina a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta σ_c y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del stope bajo consideración.

El Factor de esfuerzo en la roca A , es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c / σ_1 (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura:

Para $\sigma_c / \sigma_1 < 2$ $A = 0.1$

Para $2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10$ $A = 0.1125 \times (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125$

Para $\sigma_c / \sigma_1 > 10$ $A = 1.0$

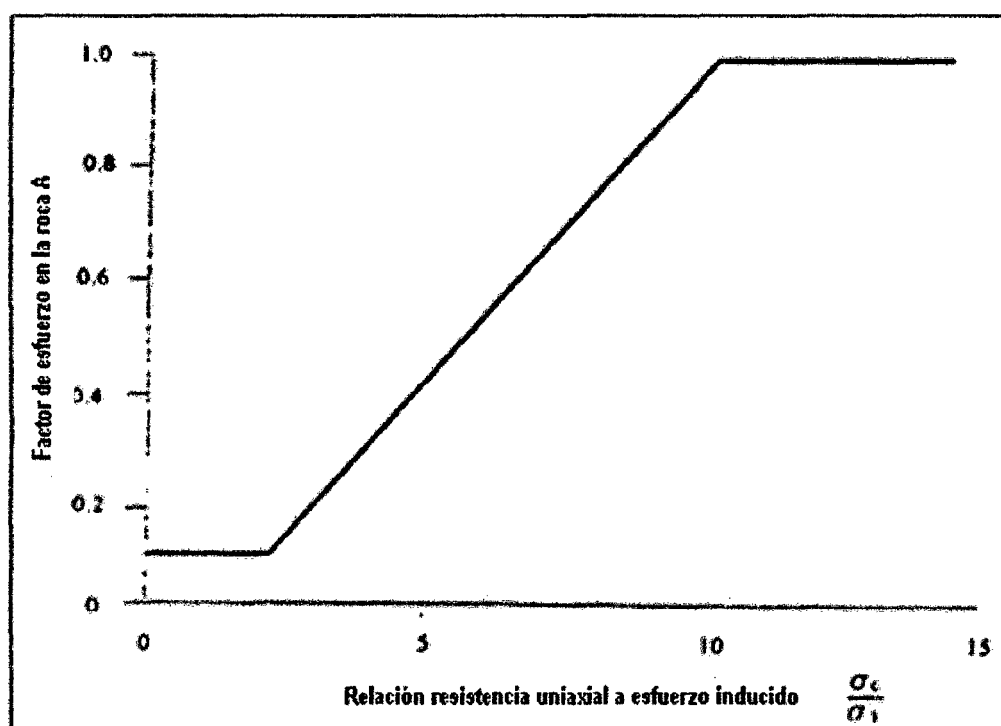
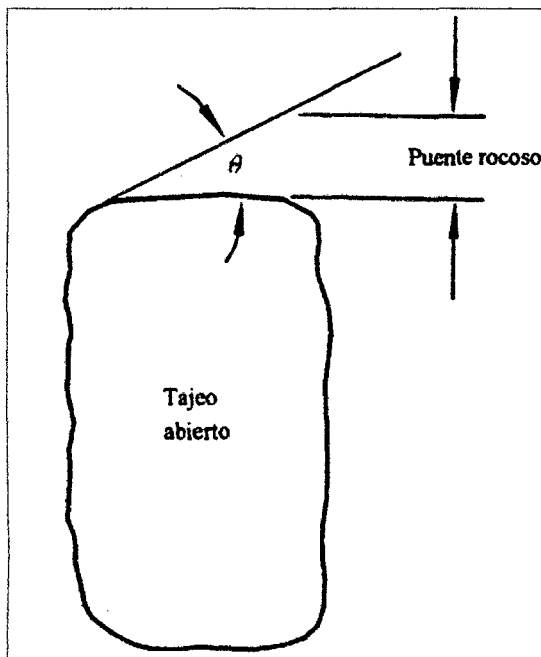


Gráfico 7: Factor de esfuerzo para diferentes valores de σ_c / σ_1

2.6.4.-FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (B)

El ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades B , toma en cuenta la influencia de éstas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de las discontinuidades críticas, las cuales

forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie sea más pequeño, será más fácil que el puente de roca intacta se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades. Cuando el ángulo θ se aproxima a 0, ocurre un ligero incremento de la resistencia, desde que los bloques de roca diaclasada actúan como una viga o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de superficie de la excavación, es más alta cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeña cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B que depende de la diferencia entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo puede ser determinado a partir del gráfico 8.



Orientación de la discontinuidad crítica con respecto a la superficie de la excavación (Según Putin, 1988)

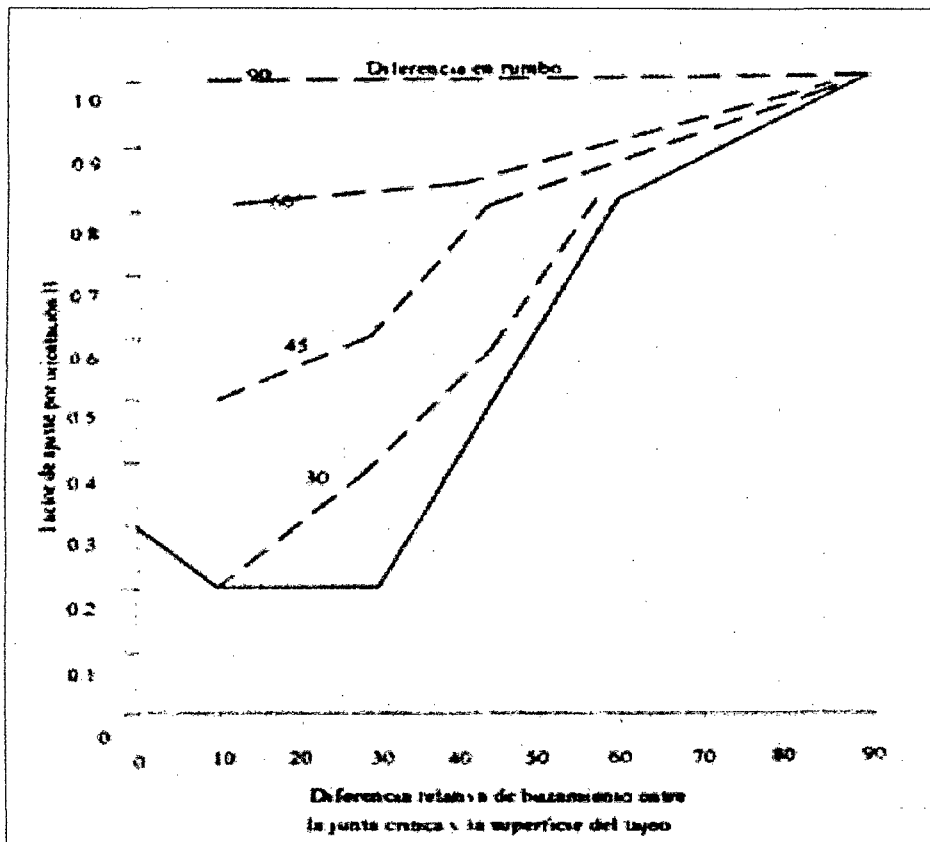


Gráfico 8: Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo (según Potvin, 1988)

2.6.5.- FACTOR DE AJUSTE POR EFECTO DE LA GRAVEDAD (C)

El factor C, es un ajuste por efecto de la gravedad, la falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducida por la gravedad o, desde las paredes del stope, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988), sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6\cos \alpha$, o a partir del gráfico 9, Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de stopes.

El factor C toma en cuenta la influencia de la orientación del tajeo.

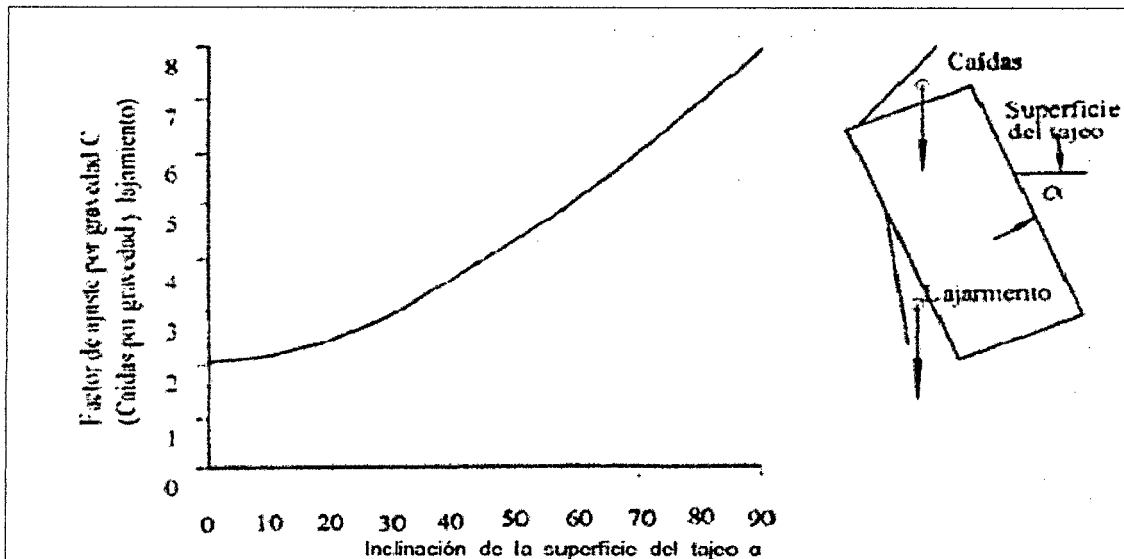


Gráfico 9: Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos. Según Potvin (1988).

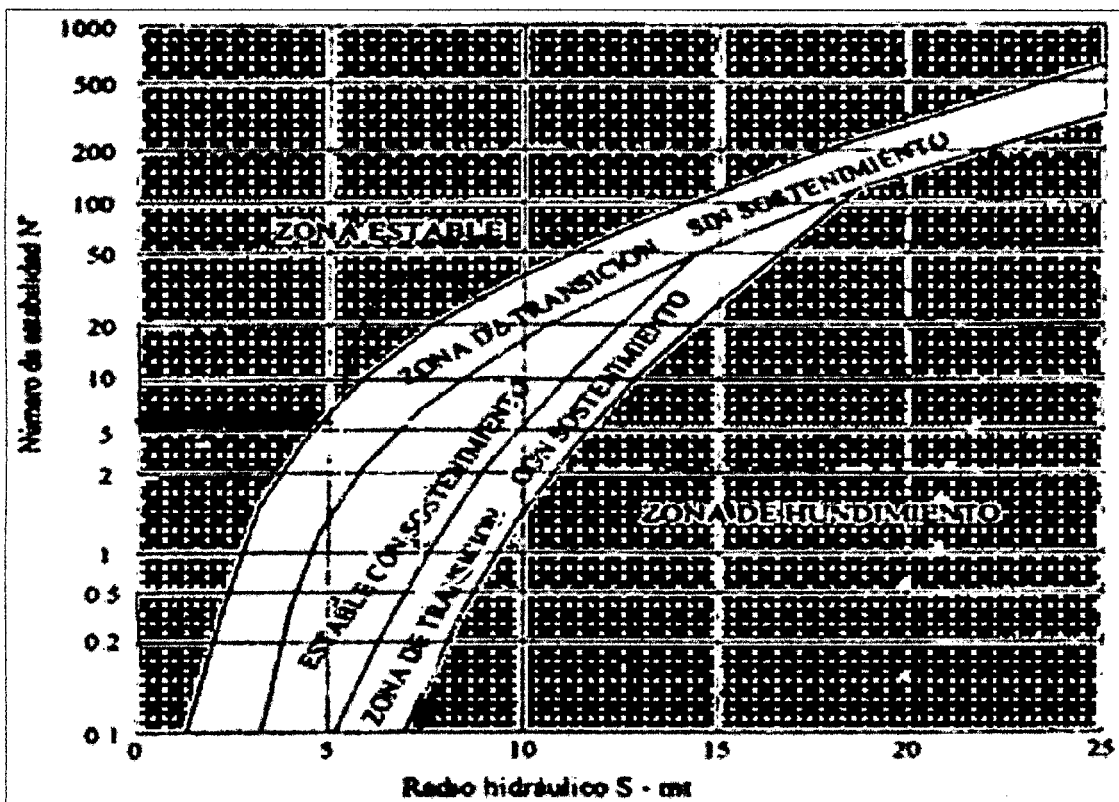


Gráfico 10. Muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992)

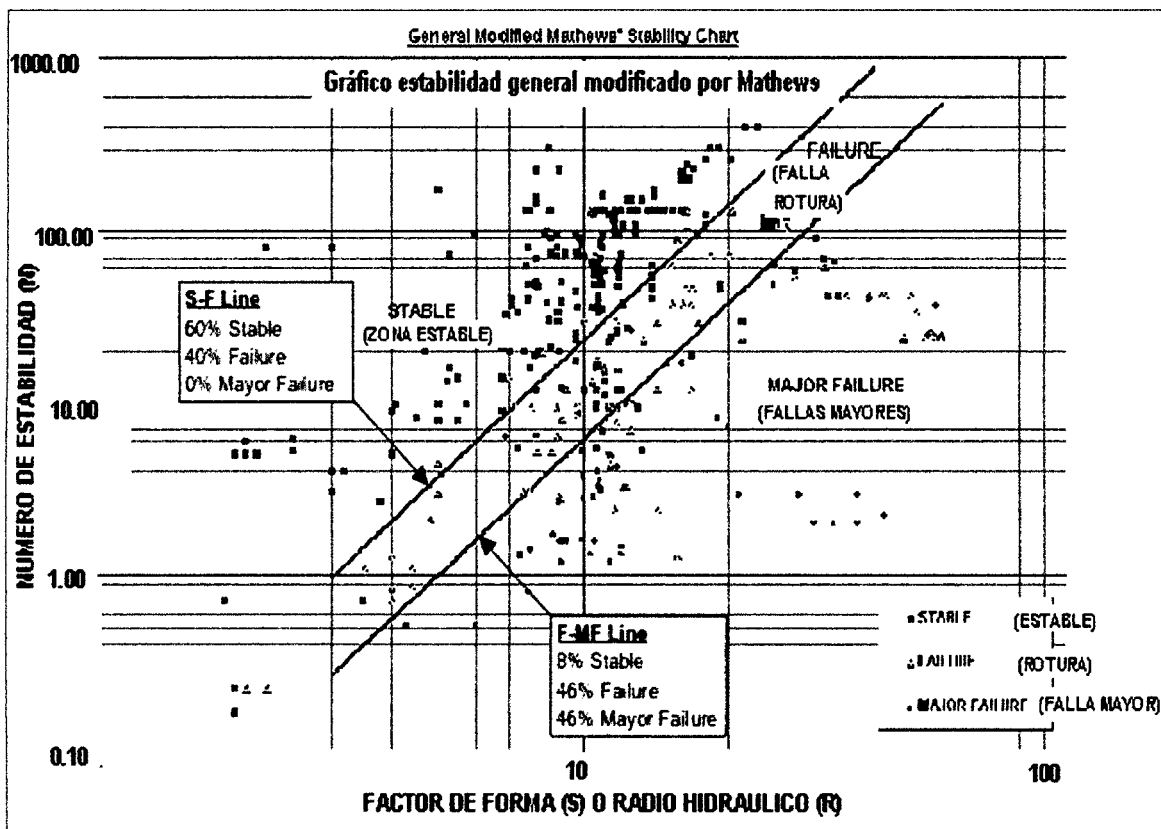


Gráfico 11: Estabilidad extendido (Mathews) basados en la regresión logística mostrando las áreas divididas a través de líneas las zonas estables y de hundimiento (Truemam et al, 1999)

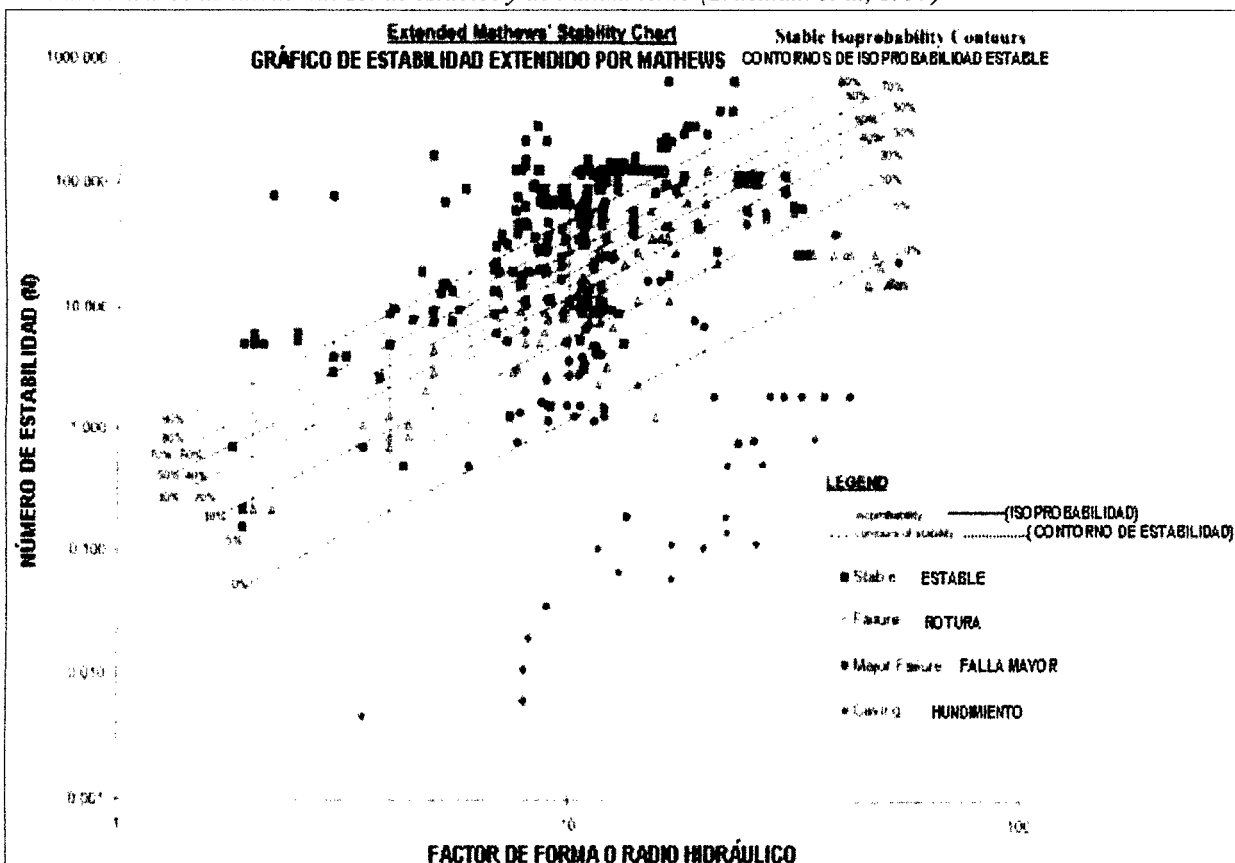


Gráfico 12: Isolneas de estabilidad para una excavación estable (truemam et al 1999)

2.7.- DISEÑO DE MINADO

En el diseño de una mina subterránea, se requiere tener evaluado el volumen de mineral existente en cada frente de trabajo, se requiere establecer la secuencia de extracción del mineral hasta el final de la vida de la mina, se detallan las formas de explotación en cada zona de trabajo, las rutas de acceso, las rutas de ventilación, la forma de extracción del mineral desde cada frente de producción y las condiciones de seguridad de las operaciones de minado, una de las variables importantes que inciden directamente en los costos y por lo tanto en los resultados del diseño es el ancho de minado, toda variación del ancho de minado en los frentes de los tajeos de explotación ocasionará variación en la ley y en el tonelaje de recursos y reservas.

Dependiendo de la cantidad de tajeos, el procedimiento para determinar el diseño en una mina subterránea, requiere el registro de cada tajeo con su particular identificación de calidad, cantidad de mineral, costo de extracción y recuperación metalúrgica. Luego de este registro e identificación de tajeos se procede a plantear todas las opciones factibles de extracción de mineral de los tajeos, los mismos que pueden requerir extracción simultánea de dos o más tajeos para cumplir objetivos de mezclas de mineral para fines de mejor recuperación metalúrgica, para mediana minería, por lo general se presentan varias vetas a explotar simultáneamente, en cada veta se dispone de decenas de tajeos con tonelaje y leyes estimadas. El uso intensivo de herramientas de cómputo con algoritmos que permitan administrar la información de las combinaciones posibles para los procesos de cálculo que sirvan para encontrar el diseño de mina más rentable, forma parte de la disciplina de la ingeniería de software minero para alcanzar la optimalidad de la relación costo / beneficio. Esto significa plantear un gran número de posibilidades para la extracción de la mayor cantidad de mineral de recursos posible, evaluando y ajustando en cada tajo la variación de los costos operativos mina y su influencia en el cut off, identificando con claridad los tajeos que presentan leyes marginales muy cercanas al cut off, por tratarse de mineral con sólidas expectativas económicas ante eventuales alzas de precios de los metales.

La presentación de los resultados del diseño de minas en vetas, consta de planos descriptivos con cuadros de reservas (tonelajes y leyes) con identificación de tajeos a extraer relacionado a un cronograma de trabajo hasta el agotamiento de las reservas. Dentro de este cronograma también se presenta las fechas y duración de construcción de

accesos, preparación de la mina, rutas de ventilación y construcciones para ventilación, seguridad y contingencia.

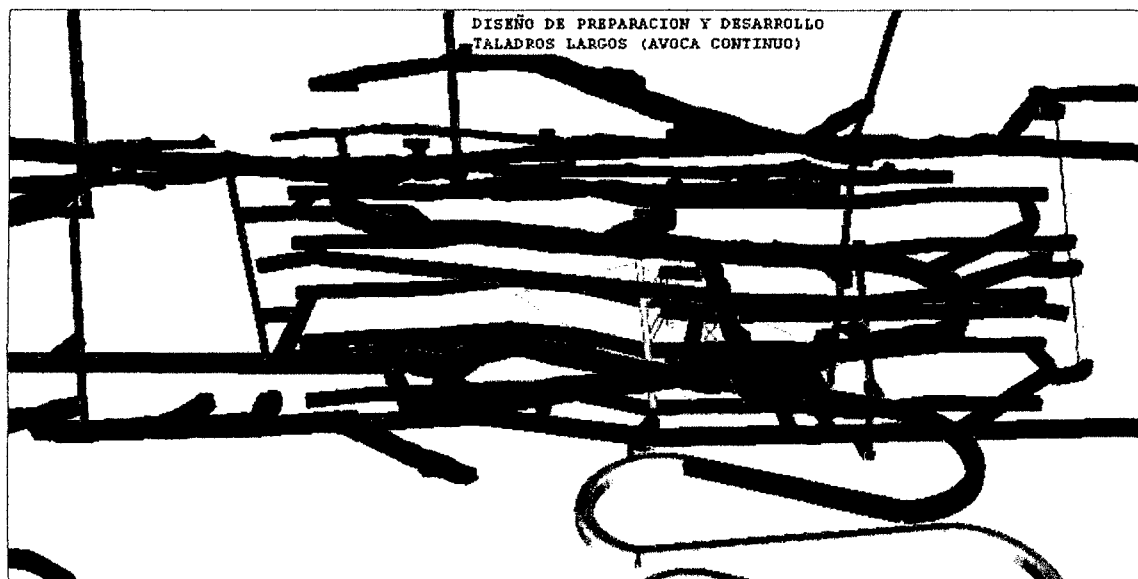


Gráfico 13: diseño de minado subterráneo (DTM)

2.8.- CORTE Y RELLENO CON TALADROS LARGOS (AVOCA)

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales, donde las cajas presentan una menor competencia, para esto los contactos de la estructura mineralizada deben ser regulares. También es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia, subdividiendo el macizo mineralizado en caserones separados por pilares, que posteriormente se pueden recuperar.

El método de explotación avoca es una variante del tajeo por subniveles (sublevel stoping) con taladros largos, para la explotación en rocas medianamente competentes, ya que una vez extraído el primer panel mineralizado, se procede a rellenar el tajeo para armar el piso para el siguiente corte del panel, como muestra el gráfico 14, la perforación y extracción del mineral se lleva a cabo en retirada y el relleno en avanzada, este método ofrece una alta producción y versatilidad al momento de la explotación, el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad hacia el piso o nivel de extracción.

El método a diferencia del sublevel stoping estándar no requiere mucha preparación debido a que parte de la preparación es sobre estructura mineralizada. El método en cuerpos o vetas amplias, al igual que el sublevel stoping puede ofrecer rangos de producción de 15 a 40 ton/hombre-guardia y el tajeo puede producir encima de 20,000 toneladas /mes. Este método es manejable ya que partes donde la estructura se empobrece

y no es económico explotar, se pueden dejar como pilares de soporte, el costo de preparaciones es relativamente más bajo comparado al sublevel stoping estándar con taladros largos. La perforación de los taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos.

APLICACIÓN

- Este método es alternativo a cráteres verticales invertidos (VCR).
- Utilizados en cuerpos o vetas de menor competencia
- Este método se aplica en cuerpos o vetas de comportamiento regular o mayor continuidad en la corrida.

VENTAJAS

- El método de corte y relleno con taladros largos es manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia.
- a diferencia del método de sublevel stoping estándar, esta variante de explotación avoca, no necesita de mucha preparación, debido a que para los niveles de limpieza y relleno son aprovechados los subniveles de cada piso.
- El método tiene un moderado - a muy alto ritmo de producción, en vetas con potencia considerable los tajeos pueden producir por encima de 20000 toneladas / mes.
- El método es seguro debido a que según la explotación va en elevada estos se rellenan y aparte el manejo de los subniveles son fáciles para ventilar, particularmente donde las voladuras son realizadas semanalmente.
- La recuperación de mineral puede ser alta, superior al 90 %, cuando es posible la recuperación de pilar así como dilución es generalmente baja y puede estar debajo del 20 % para la mayoría de las operaciones.
- Los tajeos pueden ser perforados mucho más adelante que los taladros sean disparados y volados dependiendo que el equipo esté disponible.
- En grandes operaciones las voladuras pueden ser realizadas una vez a la semana, con equipos de voladura eficientes altamente entrenados, así mejorando la eficiencia de la voladura.

DESVENTAJAS

- El método requiere que la mayor parte del cuerpo o veta sea regular

- El método puede llegar a ser ineficiente en bajas pendientes donde se puede esperar que la dilución aumente, por ello su aplicabilidad es en vetas casi verticales.
- Disponibilidad inmediata de relleno detrítico.

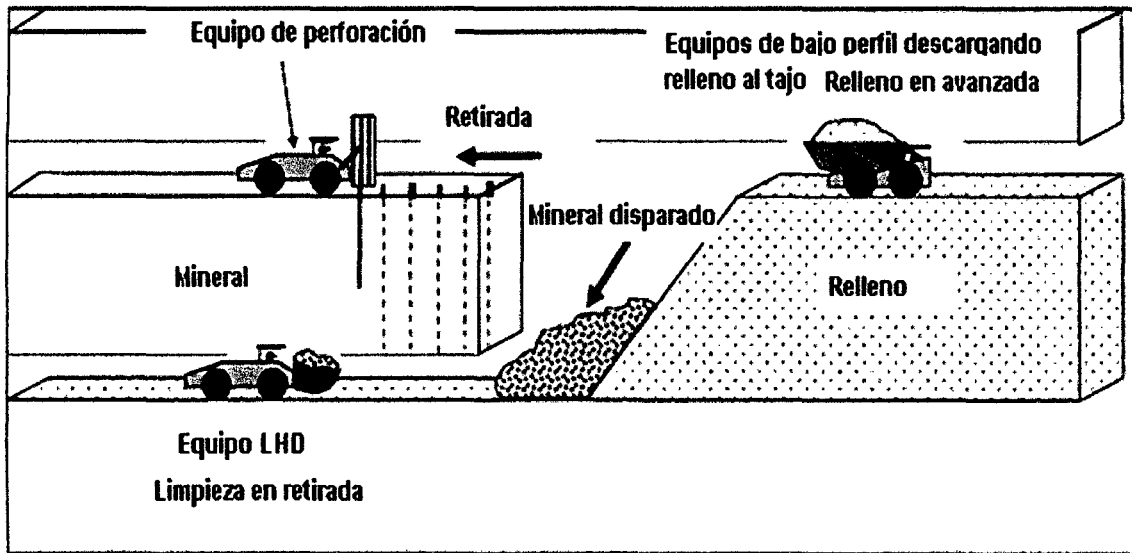


Gráfico 14: esquema de la secuencia de minado avoca continuo.

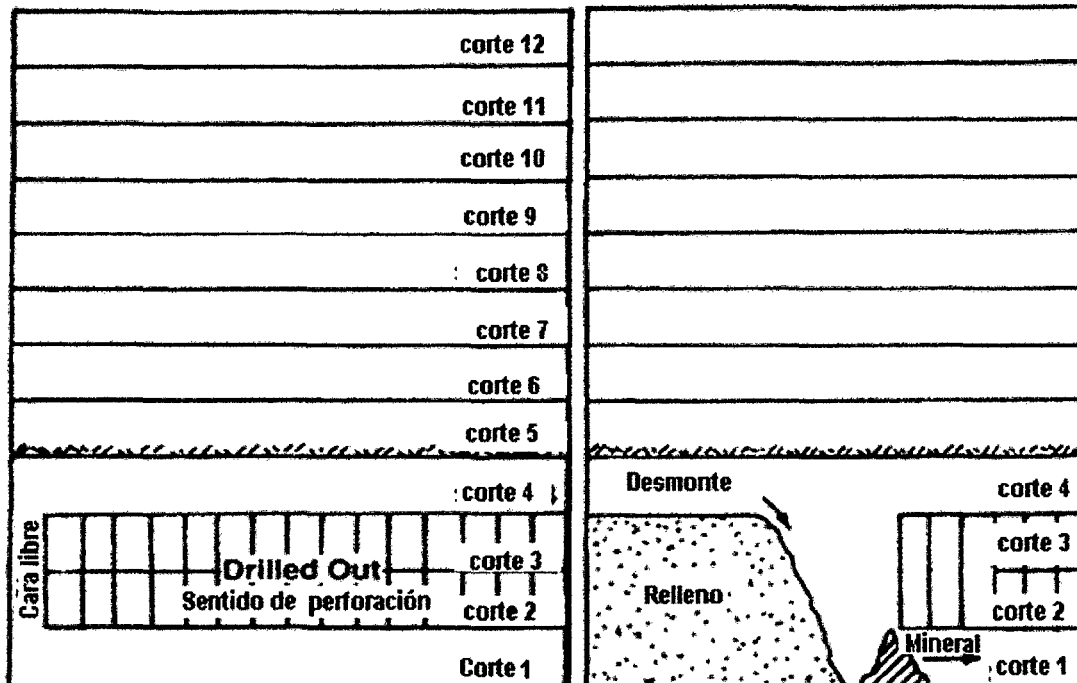


Gráfico 15: Secuencia de cortes – método de explotación minera avoca continuo.

2.9.- ASPECTOS ECONÓMICOS

2.9.1.- VALOR ACTUAL NETO (VAN)

El VAN es el valor presente de los beneficios netos que genera un proyecto a lo largo de su vida útil, descontados a la tasa de interés que refleja el costo de oportunidad que para el inversionista piensa invertir en el proyecto, es decir, la rentabilidad efectiva de la mejor alternativa especulativa de igual riesgo. Este VAN mide, en moneda de hoy, cuánto más rico es el inversionista si realiza el proyecto en vez de colocar su dinero en la actividad que tiene como rentabilidad la tasa de descuento.

$$NPV = -I_0 + \sum_{j=1}^n \left(\frac{CASHFLOW_j}{(1+i)^j} \right)$$

Donde:

CASH FLOW j = Flujo de Caja

i = Tasa de descuento: costo de oportunidad

n = Horizonte de evaluación.

I₀ = Inversión

2.9.2.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

Mide la rentabilidad como porcentaje. La máxima tasa exigible será aquella que haga que el NPV sea cero.

$$0 = -I_0 + \sum_{j=1}^n \left(\frac{CASHFLOW_j}{(1+TIR)^j} \right)$$

Donde:

CASH FLOW j = flujo de caja

n = horizonte de evaluación.

I₀ = inversión

La tasa interna de retorno (TIR) tiene cada vez menos aceptación como criterio de evaluación, por 2 razones principales:

- Entrega un resultado que conduce a la misma regla de decisión que la obtenida con el NPV
- No sirve para comparar proyectos, por cuanto una TIR mayor no es mejor que una menor, ya que la conveniencia se mide en función de la cuantía de la inversión realizada

2.9.3.- PERIODO DE RECUPERACIÓN.

El periodo de recuperación de la inversión, es el tercer criterio mas usado en la evaluación de un proyecto y tiene por objetivo medir en cuanto tiempo se recupera la inversión, incluyendo el costo de capital involucrado

$$0 = -I_0 + \sum_{j=1}^n \left(\frac{CASHFLOW_j}{(1+i)^j} \right)$$

Donde:

- CASH FLOW j = flujo de caja
 i = tasa de descuento - costo de oportunidad
 n = horizonte de evaluación.
 I₀ = inversión

Bajo este criterio, el mejor proyecto, es aquel en que se recupera la inversión más rápido. Sin embargo no es un buen criterio, debido a que se ignora los resultados posteriores al periodo de recuperación de la inversión del proyecto seleccionado

2.9.4.- SIMULACIÓN MONTE CARLO

Los métodos de Monte Carlo abarcan una colección de técnicas que permiten obtener soluciones de problemas matemáticos o físicos por medio de pruebas aleatorias repetidas. En la práctica, las pruebas aleatorias se sustituyen por resultados de ciertos cálculos realizados con números aleatorios.

El Método de Monte Carlo da solución a una gran variedad de problemas matemáticos haciendo experimentos con muestreos estadísticos en una computadora. El método es aplicable a cualquier tipo de problema, ya sea estocástico o determinístico.

El algoritmo de Simulación Monte Carlo está fundamentado en la generación de números aleatorios por el método de Transformación Inversa, el cual se basa en las distribuciones acumuladas de frecuencias:

- ✓ Determinar las variables aleatorias y sus distribuciones acumuladas
- ✓ Generar un número aleatorio
- ✓ Determinar el valor de las variables aleatorias para el número aleatorio generado de acuerdo a las clases que tengamos
- ✓ Calcular media, desviación estándar error y realizar el histograma
- ✓ Analizar resultados para distintos tamaños de muestra

La aplicación de la simulación de Montecarlo nos permite administrar adecuadamente los riesgos inherentes al proyecto, así como también:

- ✓ Negociar las variables negociables
- ✓ Buscar más información
- ✓ Aumentar el compromiso
- ✓ Tomar precauciones adicionales
- ✓ Compartir el riesgo
- ✓ Transferir el riesgo
- ✓ Formular planes de contingencia
- ✓ No tomar medidas, asumir el riesgo
- ✓ Cancelar el proyecto, etc.

2.10.- MARCO CONCEPTUAL

PLANEAMIENTO DE MINADO

El planeamiento de minado es establecer que volumen de mineral, con que ubicación y en qué momento extraerlo, con la finalidad de mantener una producción continua mensual.

Es conocido que el planeamiento se realiza a corto, mediano y largo plazo, en donde a corto plazo se entiende un planeamiento para un mes y unos pocos meses más, a mediano plazo se considera desde un trimestre hasta un año, a largo plazo desde el primer año hasta la culminación de las reservas. El planeamiento a mediano y largo plazo generalmente involucra utilizar reservas probadas y probables, el solo hecho de utilizar reservas

probables, el planeamiento a mediano y largo plazo presenta cierta incertidumbre de cumplimiento, siendo necesaria su revisión periódica.

PLANEAMIENTO A LARGO PLAZO

El planeamiento a largo plazo es el primer plan que se realiza desde el inicio de las operaciones, y su alcance comprende la extracción de la totalidad de las reservas. Esta extracción debe ser expresada en producción por años, describiendo la secuencia de extracción, el volumen y ubicación. Estos planes están relacionados a la capacidad anual de procesamiento del mineral que se cuenta predefinida en planta.

PLANEAMIENTO DE MINADO A MEDIANO PLAZO

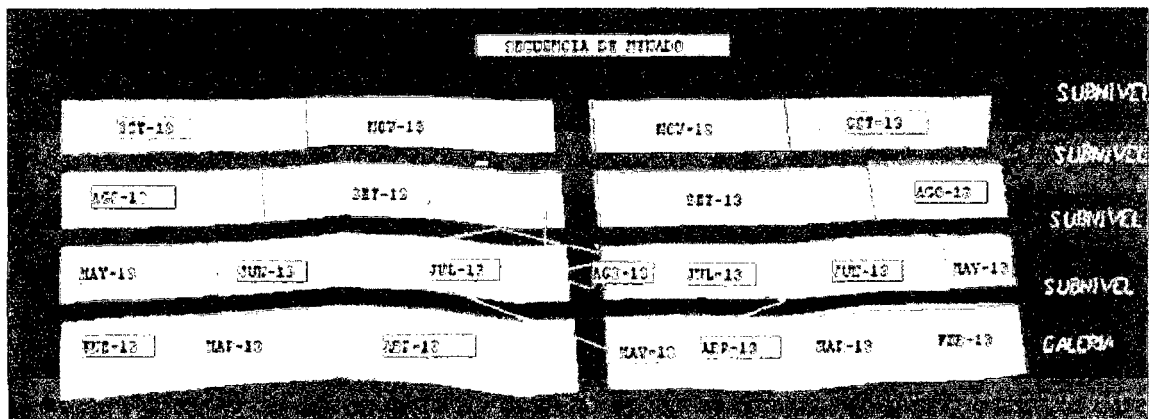
El planeamiento de minado a mediano plazo, se realiza para períodos trimestrales hasta llegar a un año de producción proyectada. Los resultados de este planeamiento debe mantener relación con la geometría del planeamiento del año definido en el Largo Plazo. Con información del modelo de bloques se definen sólidos (o volúmenes) geométricos por tajeos que contengan ley, tonelaje de mineral. El tamaño de estos sólidos es muy variable y depende de la continuidad y calidad de la mineralización.

Definido el lugar a donde llegar para encontrar el mineral de interés, la geometría de los sólidos o volúmenes deben mantener como prioritarios las facilidades de acceso de los equipos en las operaciones mineras, y cumplir con los objetivos de producción de mineral.

PLANEAMIENTO DE MINADO A CORTO PLAZO

El planeamiento de minado a corto plazo, se realiza para períodos mensuales, con información del modelo de bloques se definen sólidos (o volúmenes) geométricos por tajeos, el tamaño y forma de estos volúmenes se adecuan a la calidad del mineral, es decir tonelaje de mineral, ley, tonelaje de desmonte.

Como es de suponer el planeamiento a corto plazo no es un proceso optimal, aún no se ha creado un algoritmo que permita conseguir la optimalidad matemática y técnica de un planeamiento, es claro que el objetivo será de conseguir la máxima rentabilidad con mínimo costo, sin embargo la técnica aplicable pasa actualmente por análisis de multi opciones de extracción de mineral, consistente en una realizar una combinatoria de volúmenes de extracción, hasta lograr una secuencia de extracción de mineral que permita cumplir con la producción del mes y con las condiciones de operatividad minera.



- | | |
|---|---|
| <input type="checkbox"/> Producción enero | <input type="checkbox"/> Producción julio |
| <input type="checkbox"/> Producción febrero | <input type="checkbox"/> Producción agosto |
| <input type="checkbox"/> Producción marzo | <input type="checkbox"/> Producción setiembre |
| <input type="checkbox"/> Producción abril | <input type="checkbox"/> Producción octubre |
| <input type="checkbox"/> Producción mayo | <input type="checkbox"/> Producción noviembre |
| <input type="checkbox"/> Producción junio | |

Gráfico 16: Modelo de secuencia de minado subterráneo.

MODELO.-Una abstracción de la realidad, un modelo estructurado como un conjunto de reglas y procedimientos utilizados para derivar nueva información que puede ser analizada para ayudar a resolver problemas de planeación.

POTENCIA MINERALIZADA.-Es el ancho de la estructura mineralizada, este ancho de acuerdo a la escala observada, el rumbo, el control estructural, puede ser variable.

BUZAMIENTO.-Es el ángulo que forma la línea de máxima pendiente de una superficie de un estrato, filón o falla con su proyección sobre el plano horizontal.

RESERVA DE MINERAL.-Es la cantidad de Mineral económicamente explotable con leyes superiores al Cut Off.

CUT OFF.- Es la ley de Mina explotable de una mina.

DILUCIÓN.-Es la disminución de la Ley de cubicación por la presencia de rocas estéril

MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.- Los métodos de explotación se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado, es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo. Los métodos de explotación adoptados dependen de varios factores, principalmente, calidad, cantidad, tamaño, forma y profundidad del depósito, accesibilidad y capital disponible.

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUBNIVELES.- Método de explotación subterráneo con sostenimiento natural que se caracteriza por la Construcción de cámaras de gran tamaño que dejan pilares una vez el mineral es arrancado

LEY.- Contenido de metal valioso en una mena, expresado generalmente en porcentaje o en gramos de metal por tonelada de mena

LEY MÍNIMA EXPLOTABLE (CUT OFF).- Es la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para ser económicamente explotable, es decir, la concentración que hace posible pagar los costes de su extracción, su tratamiento y su comercialización.

ESTUDIOS GEOLÓGICOS.-Recopilación de información geológica de un área o una región, con un objetivo primordial (minería, exploración minera, obras civiles, entre otros). Un estudio geológico provee información sobre litología, estructuras, ocurrencias minerales, entre otros. Un estudio geológico puede ser general o detallado.

ESTUDIO GEOTÉCNICO.-Es el conjunto de actividades que comprenden: la investigación del subsuelo, los ensayos de laboratorio y pruebas in situ que llevan a unas recomendaciones de ingeniería, con el fin de garantizar el adecuado Comportamiento de la construcción de una estructura.

ESTÉRIL.- Se dice de la roca o del material de vena que prácticamente no contiene minerales de valor recuperables, que acompañan a los minerales de valor y que es necesario remover durante la operación minera para extraer el mineral útil.

ESTADÍSTICA.-Estudio de los datos cuantitativos de la población, de los recursos naturales e industriales, del tráfico o de cualquier otra manifestación de las sociedades humanas. Rama de la matemática que utiliza grandes conjuntos de datos numéricos para obtener inferencias basadas en el cálculo de probabilidades.

ESTACIÓN TOTAL.-Se denomina estación total a un aparato electro-óptico utilizado en topografía, cuyo funcionamiento se apoya en la tecnología electrónica. Consiste en la incorporación de un distanciómetro y un microprocesador a un teodolito electrónico.

Algunas de las características que incorpora, y con las cuales no cuentan los teodolitos, son una pantalla alfanumérica de cristal líquido (LCD), leds de avisos, iluminación independiente de la luz solar, calculadora, distanciómetro, trackeador (seguidor de trayectoria) y en formato electrónico, lo cual permite utilizarla posteriormente en ordenadores personales. Vienen provistas de diversos programas sencillos que permiten, entre otras capacidades, el cálculo de coordenadas en campo, replanteo de puntos de manera sencilla y eficaz y cálculo de acimutes y distancias

AZIMUT.-Dirección de una línea sobre un plano horizontal, medida en el sentido de las agujas del reloj, respecto al norte verdadero buzamiento, ángulo que hace una superficie estructural con la horizontal, medido sobre el plano vertical y perpendicularmente a su rumbo o dirección.

FACTOR DE SEGURIDAD.- Relación numérica entre: a) la resistencia última de un material, b) el esfuerzo admisible o de trabajo.

ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD).- Calificación la calidad de una masa de roca propuesta por Deere con base en el estado de los núcleos de perforación. Numéricamente el RQD se define como la relación porcentual entre la sumatoria de las longitudes de los trozos de núcleos mayores de 10 centímetros y la longitud total de la perforación.

ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA (GSI).-es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. Las observaciones se basan en la apariencia del macizo a nivel de estructura y a nivel de condición de la superficie. A nivel de estructura se tiene en cuenta el nivel de alteración que sufren las rocas, la unión que existe entre ellas, que viene dada por las formas y aristas que presentan, así como de su cohesión.

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BIENIAWSKI (RMR).-El RMR, introducido por Bieniawski 1976, es posiblemente la clasificación geomecánica más usada,

inicialmente pensado para valorar la estabilidad de los soportes requeridos en túneles, ha resultado ser apto también para la valoración de la estabilidad en taludes. El RMR permite la obtención de la cohesión y ángulo de fricción, parámetros resistentes del criterio de Mohr-Coulomb.

RESERVAS PROBABLE.- Es aquella porción del recurso indicado, eventualmente medido, económicamente extraíble. Esta Reserva incluye el material diluyente y pérdidas de explotación, se incluyen estudios de factibilidad, mineros, metalúrgicos, ambientales, económicos, legales, etc.

RESERVAS PROBADAS.- Es aquella porción del recurso medido, económicamente extraíble. Esta Reserva incluye el material diluyente, y pérdidas de explotación. Se incluyen estudios de factibilidad, mineros, metalúrgicos, ambientales, económicos, legales y factores regulatorios ambientales.

COSTOS VARIABLES.- Son gastos que varían proporcionalmente con la producción, llegándose a determinar que desaparecen sino existe producción, por ejemplo, mano de obra en producción, materiales consumibles (explosivos, carburo), energía, combustibles etc.

COSTOS FIJOS.- Son independientes del nivel de producción, por ejemplo personal administrativo, tributación, alquileres, derecho de vigencia, útiles de oficina etc.

AVOCA.- Se denomina así al método de explotación de corte y relleno con taladros largos con relleno posterior.

PRODUCCIÓN.- La producción es la actividad económica que aporta valor agregado por creación y suministro de bienes y servicios,

INCREMENTO.- Variación que sufre una variable al pasar de un valor a otro, los incrementos y disminuciones de la capacidad productiva provienen de decisiones de inversión o desinversión.

CAPÍTULO III

PARTE EXPERIMENTAL

3.1.- SELECCIÓN DEL MÉTODO MINADO

3.1.1.- BASES Y CRITERIOS PARA LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

De los diversos procedimientos empleados en la elección de un método de explotación, para el caso en estudio, adicionalmente a las consideraciones prácticas recogidas por nuestra propia experiencia, se toma como referencia las bases numéricas de aproximación que propone Nicholas – 1981. Revisados por Miller, Pakalnis y Poulin – 1995 (University British Columbia). Las referencias que considera Nicholas, para la elección de un método de explotación se sustentan en los siguientes aspectos:

Aspectos Geológicos

POTENCIA DE LA ESTRUCTURA MINERALIZADA

Este parámetro considera el ancho de la mineralización, mediante la siguiente clasificación:

Muy Angosto	< 6 m
Angosto	6 – 10 m
Intermedio	10 – 30 m
Potente	30 - 100 m
Muy Potente	> 100 m

GEOMETRÍA DEL DEPÓSITO MINERALIZADO

Considera la forma del depósito, de la manera siguiente:

- Equidimensionales.- Estructuras cuyas dimensiones a lo largo, alto y ancho resultan iguales.
- Tabulares.- Cuando la estructura es uniforme en potencia y longitud, siempre y cuando no exceda de los 20m. de ancho.

- Irregular.- Cuando sus formas son variadas en longitudes cortas. (Caso del proyecto en estudio).

BUZAMIENTO DE LA ESTRUCTURA

- Echado	< 20°
- Intermedio	20° - 55°
- Empinado o parado	> 55° (Caso del proyecto en estudio 50°-60°)

DISTRIBUCIÓN DE LEYES

- Uniforme.
- Gradual o errática. (Caso del proyecto en estudio).

Aspectos Geotécnicos

PROFUNDIDAD RESPECTO A LA SUPERFICIE

Superficial	< 100 m.
Intermedio	100 - 600 m. (caso del proyecto en estudio)
Profundo	> 600 m.

Respecto a la profundidad de la mineralización, el nivel medio del proyecto en estudio, se ubica a 330m, debajo de la superficie, por lo tanto el proyecto en estudio debe ser considerado como depósito de profundidad intermedia.

PROPIEDADES GEOMECÁNICAS

Desde el punto de vista de la calidad del Macizo Rocos, en el sector donde se aplicara el método de explotación en estudio, se presenta un dominio de calidad de Roca regular a buena (III) para la roca encajonante (techo y piso) y de calidad mala (IV) para la mineralización.

Estimación del RMR para el Proyecto en estudio

RMR - BIENIAWSKI - 1989 (CAJAS)		
PARÁMETROS	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL (Mpa)	90-120Mpa	9
RQD (%)	40%-60 %	12
ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES	200mm-600 mm	10
CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES	Superficies ligeramente rugosas	20
FLUJO DE AGUA	Seco	15
ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES	Favorable	-5
TOTAL RMR		61

Tabla 2: estimación de RMR para la roca caja (techo-piso)

Fuente (informe evaluación Geomecánica de veta morro solar – Estudios Mineros S.A.C)

RMR - BIENIAWSKI - 1989 (MINERAL)		
PARÁMETROS	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL (Mpa)	5-22 Mpa	2
RQD (%)	< 25%	3
ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES	< 60 mm	5
CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES	superficies que sufren hendiduras < 5mm de espesor	10
FLUJO DE AGUA	Humedo	10
ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES	Favorable	-5
TOTAL RMR		25

Tabla 3: estimación de RMR para la veta (mineral)

Fuente (informe evaluación Geomecánica de veta morro solar – Estudios Mineros S.A.C)

Tomando las referencias anotadas del informe presentado por Estudios Mineros, la calidad del macizo rocoso es considerada de regular a buena.

.RATIO RSS – ESFUERZO DE SUBDUCCIÓN

Este parámetro se define como resultado del cociente entre el esfuerzo de compresión uniaxial simple y el esfuerzo in situ, y se ordena de la siguiente manera:

Muy pobre	< 5
Pobre	5 – 10
Moderado	10 – 15 (Caso de estudio)
Fuerte	> 15

3.1.2.- ESTRUCTURACIÓN DE LA MATRIZ DE EVALUACIÓN Y ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Tomando y agrupando los aspectos y demás consideraciones anteriores obtenemos la siguiente clasificación:

**TABLA
SELECCIÓN DE MÉTODO DE MINADO MÉTODO UCS (NICHOLAS)
MATRIZ DE EVALUACIÓN**

GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES								
Método	Geometría			Potencia de la Estructura Mineralizada				
	Mas.	Tab.	Irreg.	<3	3-10	10-30	30-100	>100
Hundimiento por bloques	4	2	0	-49	-49	0	3	4
Corte y relleno ascendente	1	4	4	3	4	4	1	0
Corte y relleno ascendente con taladros largos	3	4	1	3	4	2	0	0
Cámaras y pilares	0	4	2	4	3	1	-49	-49
Almacenamiento Provisional	0	4	2	4	4	0	-49	-49
Cámaras abiertas	3	4	1	-10	1	3	4	3

Tabla 4: geometría y distribución de leyes

CARACTERÍSTICAS MECÁNICAS DE LA ROCA										
Método	Zona Mineralizada (RMR)				Cajas (RMR)					
	0-20	20-40	40-60	60-80	80-100	0-20	20-40	40-60	60-80	80-100
Hundimiento por bloques	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2
Corte y relleno ascendente	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3
Corte y relleno ascendente con Taladros largos	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4
Cámaras y pilares	-49	0	3	5	6	-49	0	2	5	6
Almacenamiento Provisional	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4
Cámaras abiertas	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4

Tabla 5: propiedades mecánicas de la roca caja - mineral.

ESFUERZO SUBDUCCIÓN DE LA ROCA - ESFUERZO UNIAxIAL/ESFUERZO PRINCIPAL								
Método	Zona Mineralizada				Cajas			
	<3	3-10	10-15	>15	<3	3-10	10-15	>15
Hundimiento por subniveles	4	2	1	0	4	3	2	0
Corte y relleno ascendente	0	1	3	3	3	5	4	2
Corte y relleno ascendente con taladros largos	0	2	4	4	0	1	4	5
Cámaras y pilares	0	0	3	6	0	0	2	6
Almacenamiento Provisional	0	1	3	4	0	1	3	4
Cámaras abiertas	0	2	4	4	0	1	4	5

Tabla 6: relación de esfuerzo uniaxial vs esfuerzo principal.

Cuantificando y agrupando los valores respectivos de cada variable, se establece un ranking que señala un valor para cada método de explotación. El mayor puntaje, está referido al método de explotación más adecuado.

**TABLA 7
RESULTADO DE LA EVALUACIÓN**

MÉTODO	VALORES DEL PROYECTO
Hundimiento por bloques	-30
Corte y relleno ascendente	23
Corte y relleno ascendente con taladros largos	22
Cámaras y pilares	-36
Almacenamiento Provisional	19
Cámaras abiertas	9

Tabla 7: valoración final de los métodos de explotación accesibles.

El uso del método de aproximación numérica de Nicholas, para el caso de estudio, establece o recomienda la aplicación de los siguientes métodos de explotación.

- ✓ Corte y relleno ascendente
- ✓ Corte y relleno ascendente con taladros largos

Como el estudio trata de implementar un método alternativo al corte relleno ascendente, se toma en consideración el corte y relleno ascendente con taladros largos.

3.2.- ANÁLISIS DEL DIMENSIONAMIENTO DEL TAJEO (STOPE)

3.2.1.- EL MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Un aspecto importante para el minado de los tajeos, es evaluar el tamaño de los tajeos, para ello, en este estudio utilizamos el Método Gráfico de Estabilidad (MGE), desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajeos.

La información sobre el arreglo estructural y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento.

Este método se basa en el cálculo de dos factores: N' y S . El primero de ellos es el número de estabilidad modificado y representa la habilidad del macizo para permanecer estable

bajo unos determinados esfuerzos y el segundo es el factor de forma o radio hidráulico que toma el tamaño y forma del tajeo.

El Número de estabilidad N' se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q' : es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado.

A : es el factor de esfuerzos en la roca.

B : es el factor por ajuste de orientación de las juntas

C : es el factor de ajuste gravitacional.

Radio hidráulico (S), para la superficie del tajeo estudiado se obtiene dividiendo el área de la sección transversal de la superficie analizada entre el perímetro de la superficie analizada.

$$S = \left(\frac{L \times H}{2 \times (L + H)} \right)$$

Donde:

L : Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H : Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

Para desarrollar esto, se hace la descripción paso a paso de cada componente:

3.2.1.1.-PROYECCIONES ESTEREOGRÁFICAS

Uno de los aspectos más importantes del análisis estereográfico de los problemas estructurales es la recolección de datos y representación de datos de estos, de tal manera que puedan ser fácilmente evaluadas e incorporadas al análisis de estabilidad. Este análisis se hace con el fin de determinar el sistema de fracturamiento principal y con ello determinar algunos elementos del número de estabilidad N' .

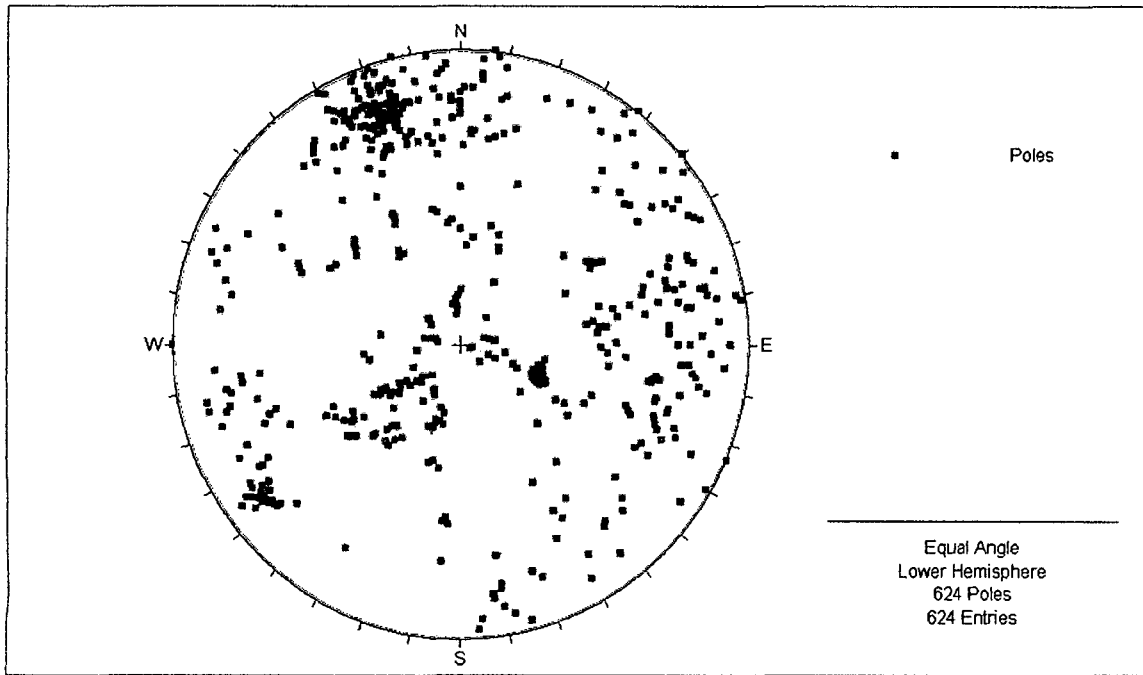


Figura 1: Nube de polos, Dips versión 5.103 (Rocscience)

En la figura 1 Se muestran las orientación de las estructuras (fracturas, cizallamientos, diaclasas, fallas, fisuras, etc.), tomadas en el campo y estos están representados a través de puntos denominados polos.

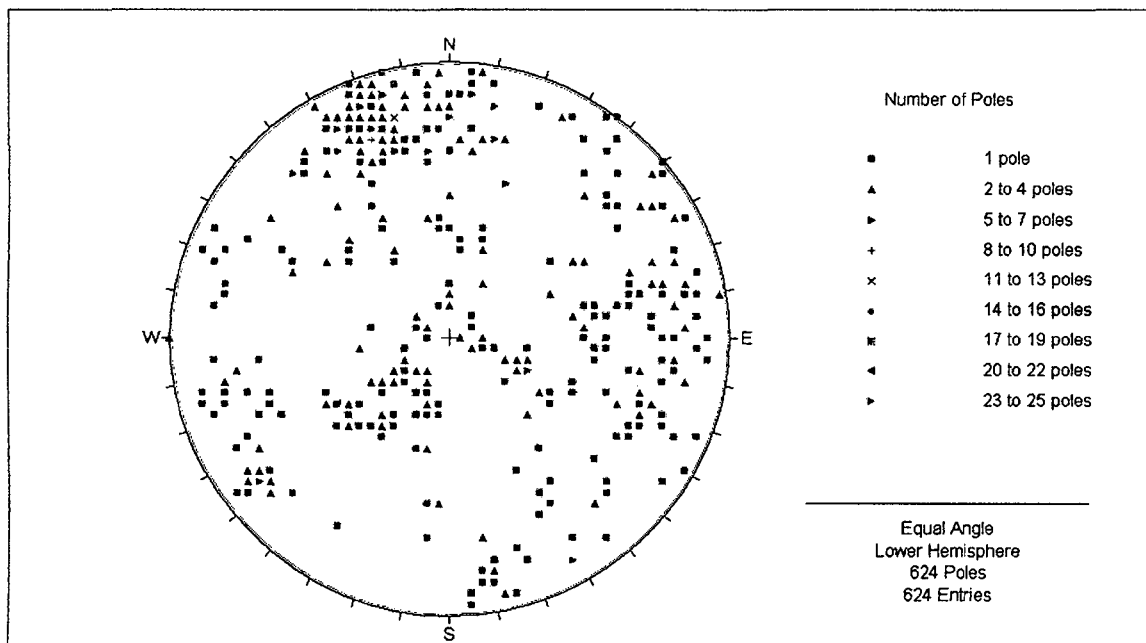


Figura 2: Concentración de polos, Dips versión 5.103 (Rocscience)

En la figura 2, se muestra la concentración de polos, esta es una representación espacial de los datos, tomados en campo, para una mejor inspección visual, Dips agrupa los polos coincidentes en un rango de distancia (cuadrículas) para darle una orientación promedio, determinado por los polos extrapolados, los cuales nos permiten ver la concentración de polos. En la leyenda de la figura se muestra la cantidad de polos agrupados representados mediante figuras geométricas.

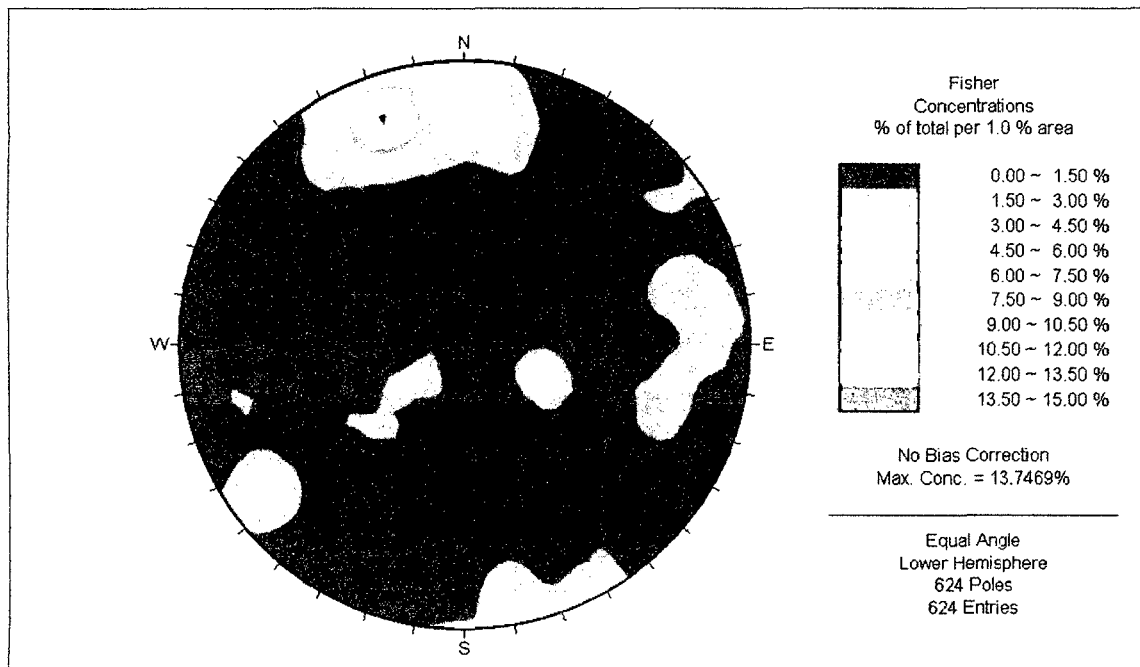


Figura 3: Contornos isovalóricos de la concentración de polos, Dips versión 5.103 (Rocscience)

Esta herramienta es una de las principales ya que nos permite visualizar el agrupamiento de los datos de las orientaciones, mostrando la concentración máxima de los polos. Con esta información, Dips genera los contornos isovalóricos de la concentración de polos, como se puede observar en el estereograma, existen tres sistemas de discontinuidades de las cuales el II sistema con Buz 76/ Direc. Buz. 162 o su equivalente N72E, BUZ 76 SE es la más principal. Como muestra el contorno generado hacia el NW.

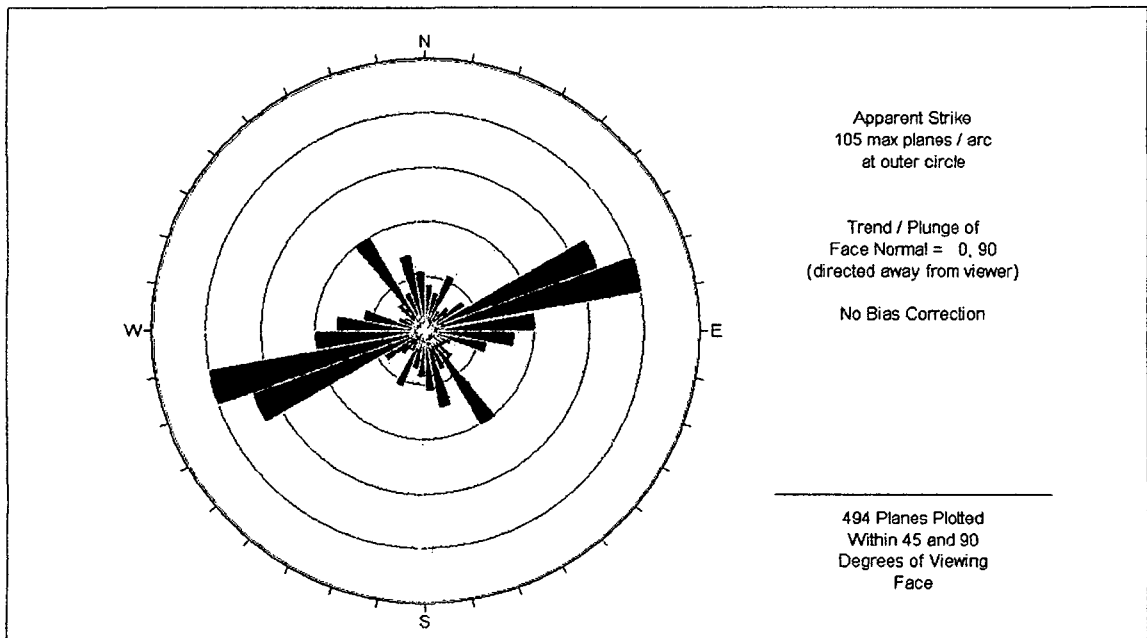


Figura 4: Diagrama de rosetas de la concentración de discontinuidades, Dips versión 5.103 (Rocscience)

La figura 4, muestra una roseta el cual representa un histograma en forma de arco del rumbo de los polos ploteados en el estereograma, este histograma una vez más valida el rumbo de las familia de discontinuidad principal sistema II, claramente se observa en la roseta, dos barras más largas las cuales nos muestran la orientación de mayor concentración o impacto.

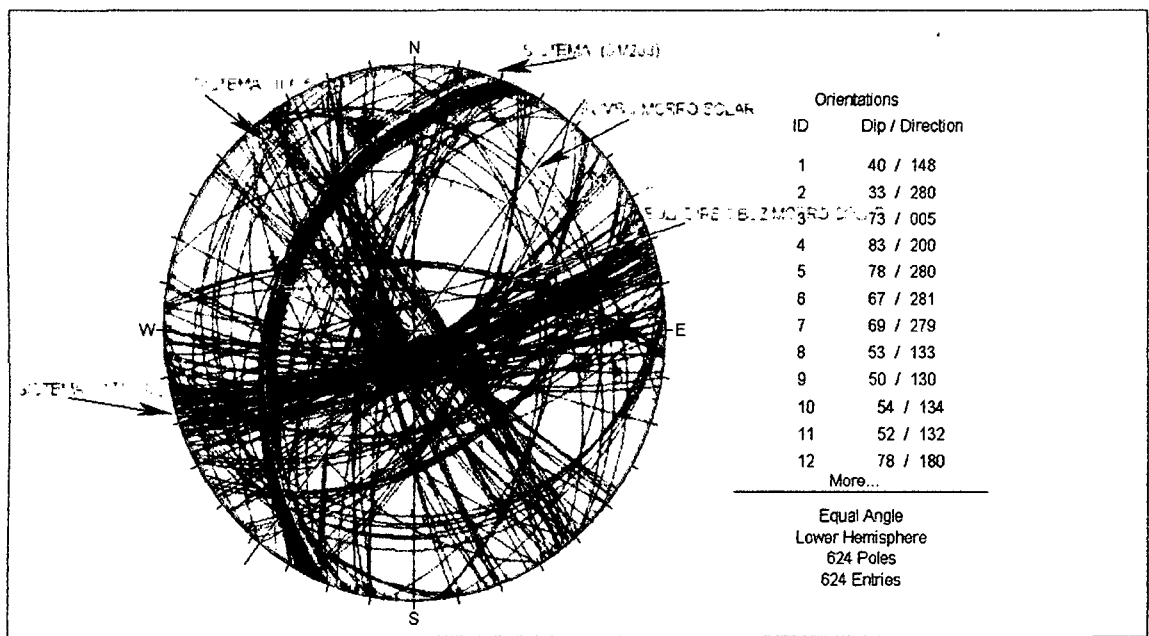


Figura 5: Familias de discontinuidades, Dips versión 5.103 (Rocscience)

La figura 5, muestra las orientaciones con sus planos respectivos, en esta figura se puede observar los tres sistemas de discontinuidades principales, así también en el estereograma de isovalores de concentración de discontinuidades muestra los 3 sistemas como se observa, existe un sistema dominante (Sistema II Buz 76/Direc. Buz. 162 su Equivalente N 72 E/76SE)

Siendo los tres sistemas principales los siguientes:

Sistema I	31/ 288 EQUIVALENTE	N18W/31 NW
Sistema II	76/162 EQUIVALENTE	N 72 E/76SE
Sistema III	85/231 EQUIVALENTE	N39W / 85 SW

Cuadro 1: sistemas de familias de discontinuidad principales

El sistema II, presenta la condición más desfavorable para el dimensionamiento del Tajeo, por ser un sistema de discontinuidad casi paralelo en Rumbo y Dirección de buzamiento a la veta morro Solar.

3.2.1.2.- CLASIFICACIÓN Q'

El Índice de Calidad Tunelera Modificado Q' se calcula de la misma forma que el índice de calidad de la roca Q estándar, con la variante de que el factor esfuerzos activos (Jw/SRF) se considera igual a la unidad. El flujo de agua subterránea para las unidades hidroestratigráficas presentes en el área de estudio es mínimo, no siendo significativa la influencia del agua en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso por lo cual se considera el valor del factor de esfuerzos activos igual a 1.

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

..... Ecuación 1

Donde:

RQD: Índice de calidad de la roca

Jn: Numero de sistemas de discontinuidades

Jr: Numero de rugosidad de las discontinuidades.

Ja: Numero de alteración de las discontinuidades.

Jw: Factor de reducción por presencia de agua en las discontinuidades.

SRF: Factor de reducción por esfuerzos en el macizo rocoso

La asociación de factores permite dar un sentido físico a cada uno de ellos:

$\frac{RQD}{Jn}$: Representa el tamaño del bloque medio.

$\frac{Ja}{Jr}$: Reúne términos de rugosidad, fricción y relleno de las juntas y representa la resistencia al corte entre bloques.

$\frac{Jw}{SRF}$: Combina condiciones de agua y tensión y por tanto, puede representar una tensión activa o eficaz

Como $\frac{Jw}{SRF} = 1$

$$Q' = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja}$$

El RQD de las cajas techo tanto piso varía entre 55% y 75%, siendo los valores más bajos en las zonas de falla.

El valor Jn , indica el número de sets de discontinuidades, de acuerdo a los datos procesados con el programa Dips, en el análisis estereográfico arroja 3 sets de discontinuidades, para el cual el valor asumido según tablas es 9.

El valor Jr , según el mapeo geotécnico realizado, estos tienen una superficie rugosa e irregular, el cual toma un valor de 2.

En cuanto a Ja este valor toma 2, debido a que las discontinuidades presentan una superficie ligeramente alterados.

Se debe tener en cuenta que los datos obtenidos corresponden al mapeo geotécnico realizado en la caja techo, para lo cual se aprovechó la preparación de labores (accesos, rampas, cámaras, etc.), para una profundización de proyecto en estudio se recomienda

tomar los datos de todas las labores involucradas en la preparación de la infraestructura y no solo hacia el techo, sino también considerar al piso.

Valores para la clasificación de Q'

VALORACIÓN DEL SISTEMA CLASIFICACIÓN Q'	VALOR
Índice de calidad de roca (RQD)	65
Número de familias de discontinuidades (Jn)	9
Numero de rugosidad de discontinuidades (Jr)	2
Numero de alteración de discontinuidades (Ja)	2
Factor de reducción por agua en las discontinuidades (Jw)	1
Factor de reducción de esfuerzos (SRF)	1
Valoración total según Q' modificado	7.2

Tabla 8: valores de clasificación de Q' Barton.

3.2.1.3.- FACTOR DE ESFUERZOS EN LA ROCA (A)

El factor de esfuerzos en la roca *A*, determina los esfuerzos que actúan sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor se determina a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta σ_c y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del stope bajo consideración σ_1 y empleando una tabla o rango de valores a interpolar, como muestra el grafico 18, el cual se representa a través de la siguiente relación.

$$A = \sigma_c / \sigma_1 \quad \dots\dots\dots \text{Ecuación 2}$$

La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido se estima empleando el criterio de rotura generalizado de Hoek& Brown, para facilitar los cálculos se hacen el uso del programa Roclab de Rocscience.

Primeramente deberemos hallar vertical y con ello realizar el cálculo del esfuerzo horizontal, considerando una carga litostática de 300m de profundidad, para esto se hará el uso de la siguiente fórmula matemática.

$$\sigma_v = \gamma \times Z \quad \dots \text{Ecuación 3}$$

σ_v =Esfuerzo vertical (Mpa)

γ = Peso unitario del espécimen (2,7 ton/m³)

Z = Profundidad del proyecto de estudio (m) (300m)

El esfuerzo horizontal se calcula de la siguiente manera:

$$\sigma_h = k\sigma_v \quad \dots \text{Ecuación 4}$$

Donde:

K es la constante de Sheorey (1994)

La estimación del factor “k” está asociado a la historia geológica, tectonismo, topografía, anisotropía del material. Sheorey, considera en el cálculo de este factor la curvatura terrestre, las variaciones de las constantes elásticas, la densidad y los coeficientes de expansión térmica a través de la corteza terrestre, la fórmula matemática es:

$$K=0.25 + 7E_h(0,001+1/Z) \quad \dots \text{Ecuación5}$$

z : Es la profundidad de ubicación del proyecto ($z=300m$)

$EGPa$: Módulo de elasticidad promedio de la roca (5335,59 Mpa)

Utilizando el programa Roclab de roscience obtenemos el módulo de elasticidad, para esto es necesario ingresar los valores de resistencia a la compresión uniaxial, “mi” (constante del material de la roca intacta), la caracterización numérica del macizo rocoso o GSI, el factor de disturbación del macizo rocoso por efecto de la voladura en las excavaciones, así como el peso unitario y profundidad de investigación.

Utilizando la ecuación 3, 4 y 5 obtenemos los valores en el siguiente cuadro.

σ_v	7.94 Mpa
σ_h	3.26 Mpa
k	0.411

Cuadro 2: Resultado de Esfuerzos Vertical – Horizontal

Para proceder a hallar el esfuerzo máximo inducido, utilizaremos la figura 17, que es el resultado del procesamiento de la entrada de datos como son de resistencia a la compresión uniaxial, la caracterización numérica del macizo rocoso o GSI, el factor de disturbación del macizo rocoso por efecto de la voladura en las excavaciones, así como el peso unitario y profundidad. Que es representado como esfuerzo principal mayor así como esfuerzo principal menor y estos son los esfuerzos inducidos máximo y mínimo, en el gráfico 17 se observa estos valores hallados, esfuerzo principal menor ($\sigma_3 = 3,83$) y esfuerzo principal mayor ($\sigma_1 = 17,77$)

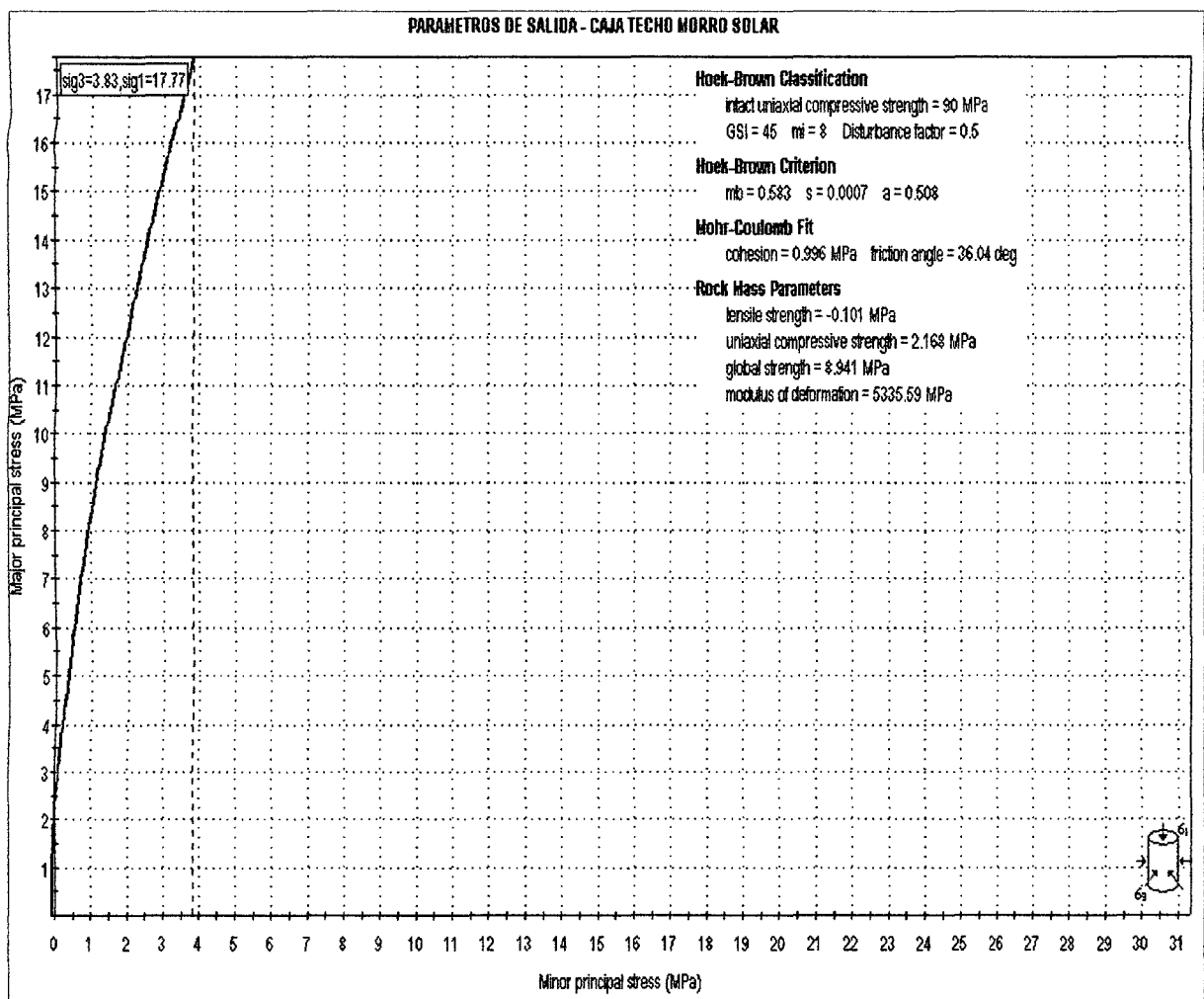


Gráfico 17: Esfuerzos principal mayor menor empleando el criterio de Hoek-brown

Empleando la ecuación 2, hallamos los siguientes valores mostrados en el cuadro 3.

CUADRO 2 RELACIÓN RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL/ ESFUERZOS INDUCIDOS		
CAJA TECHO	CAJA PISO	VETA
5,06	5,06	0,89

Cuadro 3: relación resistencia a la compresión uniaxial/ esfuerzos inducidos

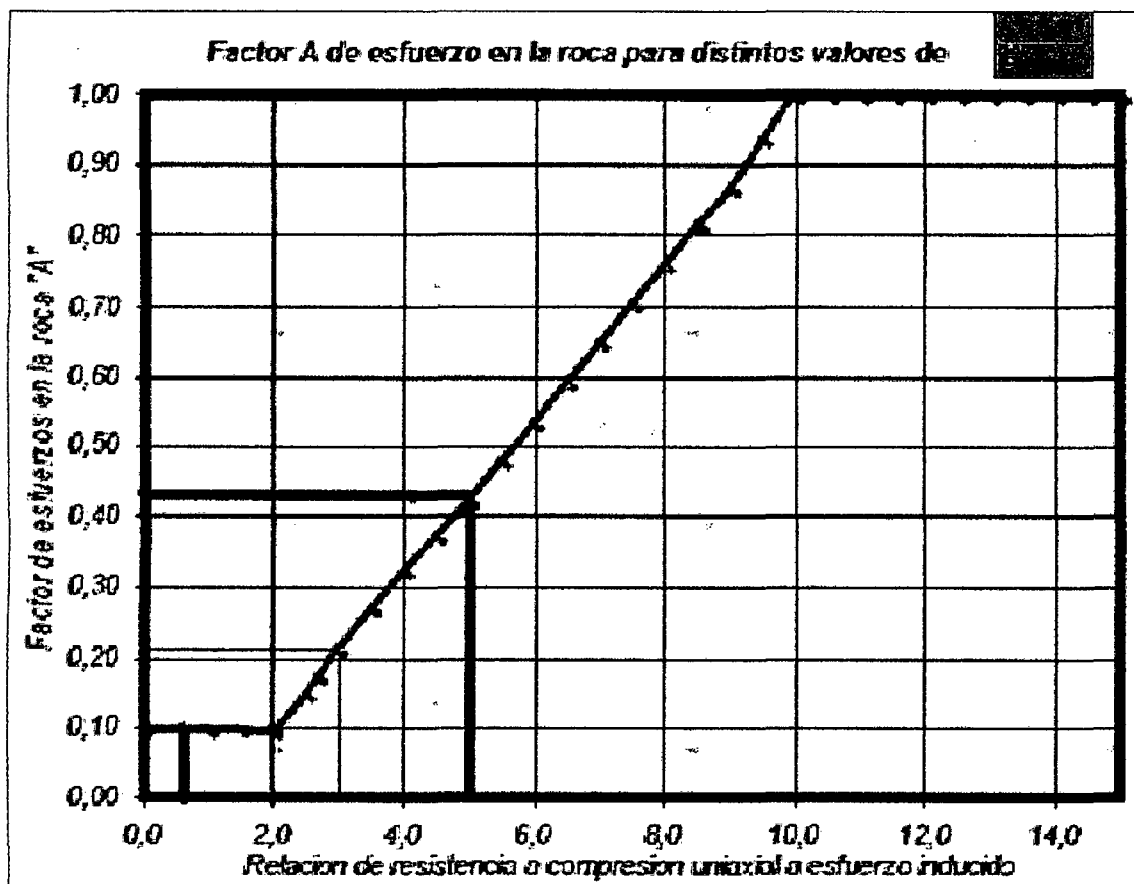


Gráfico 18: Factor de esfuerzo para diferentes valores de σ_c / σ_1

Para hallar el valor de A recurrimos al gráfico 18, ubicamos en las abscisa el valor de la relación σ_c / σ_1 , trazamos una línea vertical (línea azul) hasta intersectar la curva (línea negra), a partir de este punto trazamos una línea horizontal hasta encontrar el valor en el eje de las ordenadas.

VALORES DE FACTOR DE ESFUERZO (A)	
HASTIALES	VETA
0,44	0.1

Cuadro 4: Valores de factores de esfuerzos hallados

3.2.1.4.- FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE LOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (B)

El factor B es usado para tomar en cuenta la influencia de la orientación de las juntas sobre la estabilidad del tajeo. La junta más crítica que influye en la estabilidad del borde del tajeo, es generalmente aquella que es más cercanamente paralela al borde. Del cuadro 1 tenemos los sistemas de discontinuidades principales que para nuestro análisis son el Sistema 2 para las paredes del stope con estos datos utilizamos el gráfico 19, para el cálculo del factor B, para el caso de las paredes y el techo es el mismo valor de 0.3

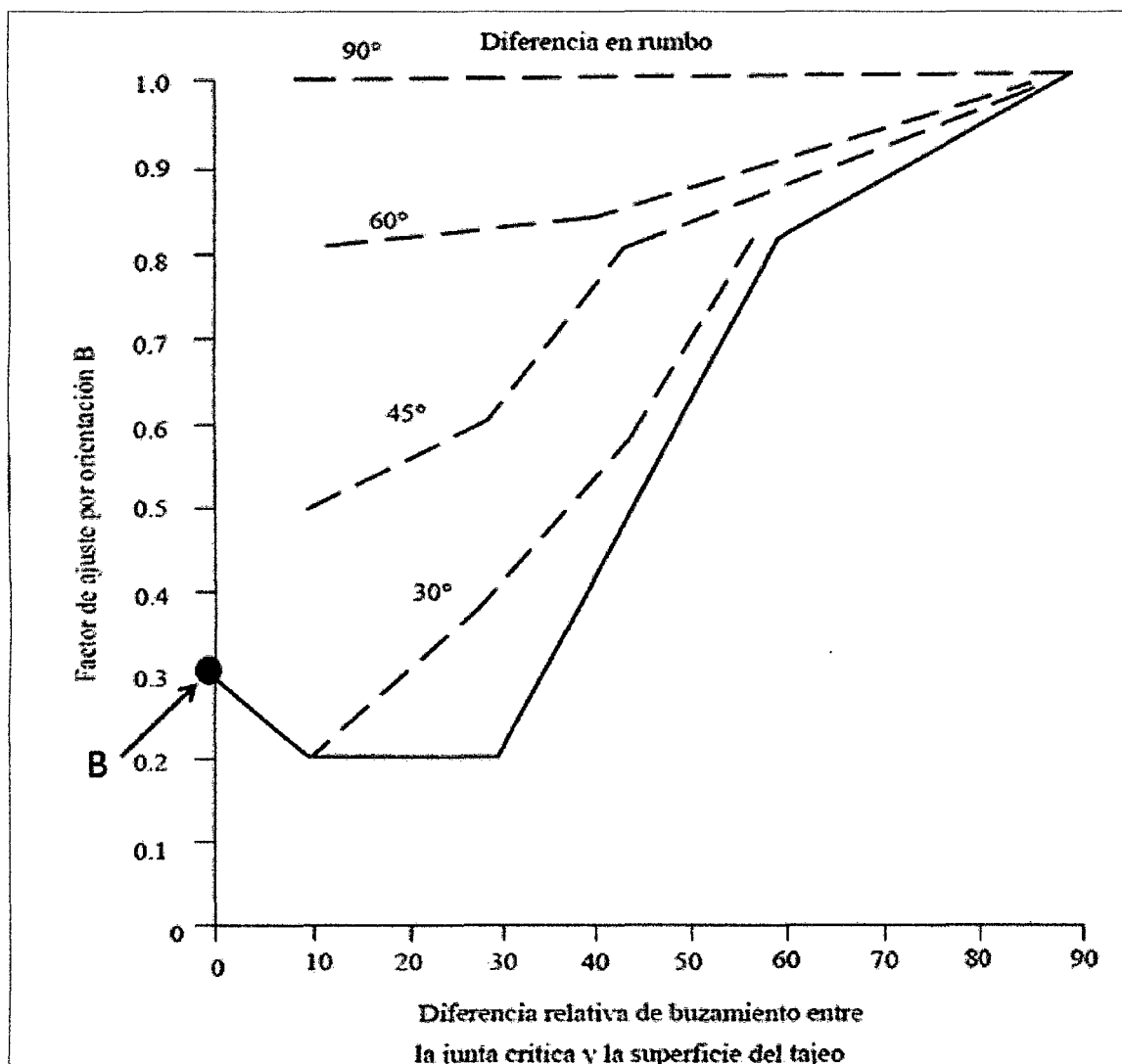


Gráfico 19: Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo. (según Potvin, 1988)

UBICACIÓN	SISTEMA DE DISC. CRÍTICO	DIFERENCIA EN RUMBO	DIFERENCIA BUZAMIENTO	VALOR B
TECHO TAJEO	N 72 E/76SE	37	8	0,3
CAJAS (T-P)	N 72 E/76SE	37	8	0,3

Cuadro 5: Valor del factor de ajuste por orientación

3.2.1.5.- FACTOR DE AJUSTE POR EFECTO DE LA GRAVEDAD (C)

Tal como lo sugirió Potvin&Milne que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo, el factor C para este caso es determinado a partir del diagrama graficado en el gráfico 20. Las fallas por deslizamiento dependerán de la inclinación β de la discontinuidad crítica y este factor de ajuste C , esta dado en gráfico 19.

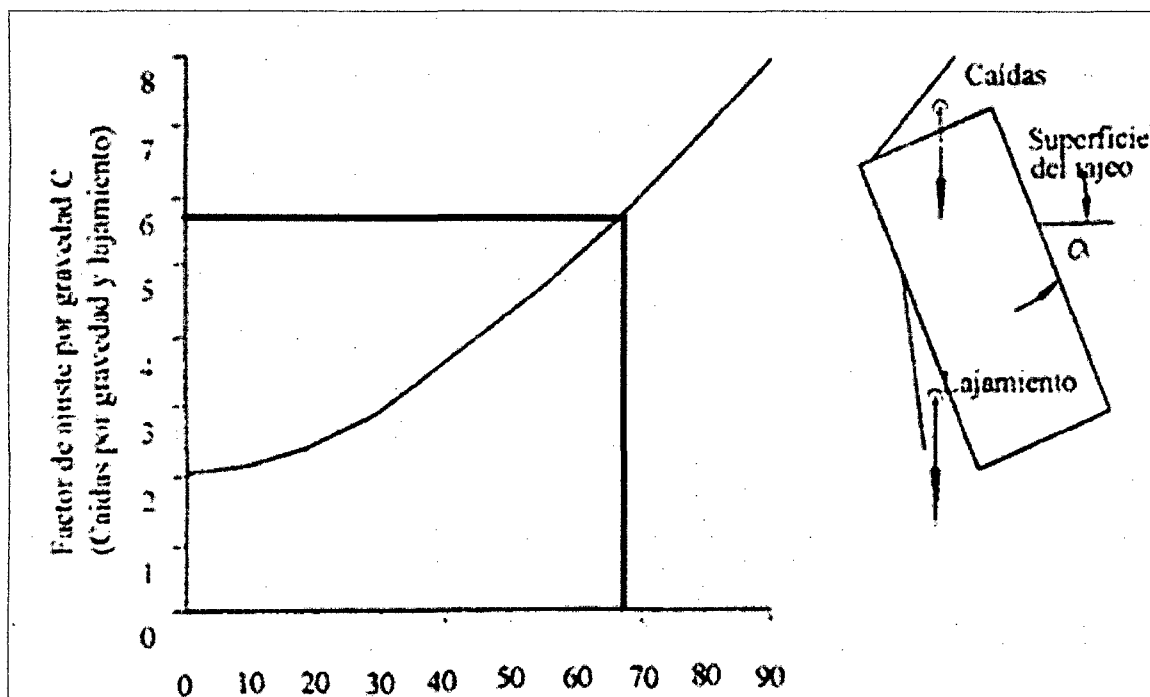


Gráfico 20: Factor de ajuste por gravedad c , para caídas por gravedad y lajamientos según potvin (1988)

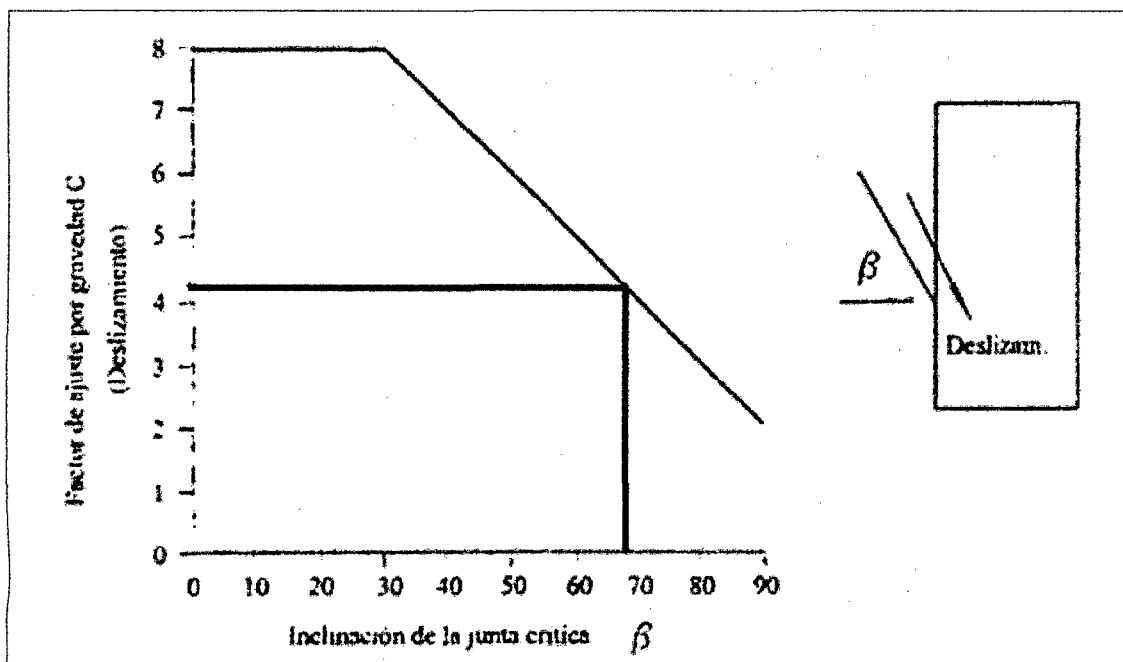


Gráfico 21: Factor de ajuste por gravedad c, para modos de falla por deslizamiento. Según potvin (1988).

SUPERFICIE	VALOR C
INCLINACIÓN DEL TAJEO	5,8
INCLINACIÓN DEL SISTEMA PRINCIPAL	4,25

Cuadro 6: Valor del factor de ajuste por gravedad (C).

Habiendo determinado cada uno de los elementos del número de estabilidad “N” se procede a calcular el valor de N.

3.2.1.6.- CÁLCULO DE VALORES DE NÚMERO ESTABILIDAD (N)

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
TECHO TAJEO	7,2	0,1	0,3	4,25	0,918
CAJAS (T-P)	7,2	0,44	0,3	5,8	5,51

Cuadro 7: Cálculo del número de estabilidad N' para el diseño de tajeos.

3.2.1.7.- CÁLCULO DEL RADIO HIDRÁULICO (S)

Para estimar este valor, se parte de los datos conocidos y definidos en la etapa de exploración que son la altura del bloque (H) y potencia del tajeo (P). En la ecuación del

radio hidráulico existen dos incógnitas que son la longitud (L) del tajeo en el rumbo de la veta y el valor del radio hidráulico “S”. Considerando esta restricción se emplea la técnica de iteración sucesiva para el cálculo del valor del radio hidráulico.

$$\left(S = \frac{LxH}{2x(L + H)} \right)$$

RADIO HIDRÁULICO	LONGITUD DEL TAJEO	ALTURA DEL TAJEO
3,1	10	17
4,6	20	17
5,4	30	17
6,00	40	17
6,3	50	17
6,6	60	17
6,8	70	17
7,00	80	17
7,1	90	17
7,3	100	17
7,4	110	17
7,4	120	17
7,5	130	17
7,6	140	17
7,6	150	17
7,7	160	17
7,7	170	17
7,8	180	17

Cuadro 8: Radio hidráulico para los diferentes longitudes de stopes o tajeos

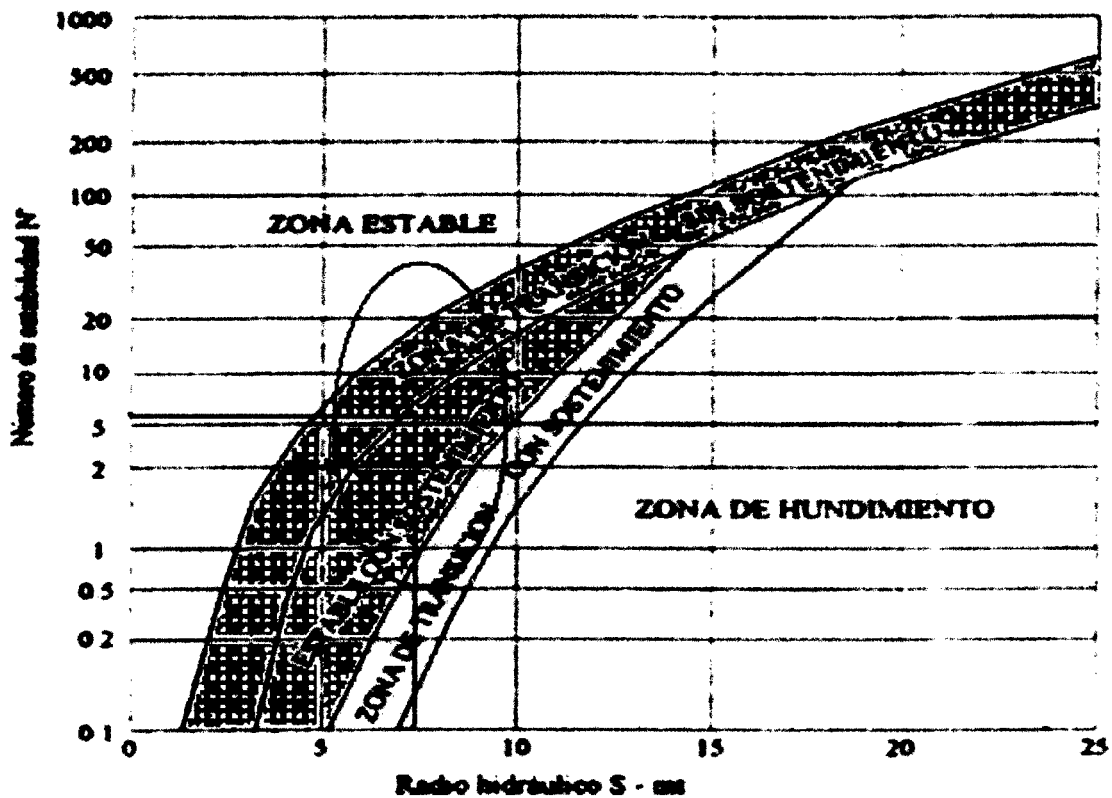


Gráfico 22: Selección de cuadrángulo de ubicación muestra las zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. según potvin (1988), modificado por nickson (1992).

En el cuadro 8, se tiene los diferentes valores de radio hidráulico para las diferentes longitudes del stope, para plotear en el gráfico de estabilidad (gráfico 22), se considera una longitud máxima de 90m de stope y una altura de 17m, según el punto alcanzado por la línea azul (intersección radio hidráulico vs número de estabilidad), vemos que nos ubica en el área de color rojo el cual indica que el stope con estas dimensiones de excavación se mantendrá estable, pero con sostenimiento, por ello en el método de explotación está considerado que una vez generado la excavación y extraído el mineral de cada panel se irá rellenando con relleno detrítico, para darle piso de extracción al panel superior y darle mayor capacidad de auto soporte a los tajeos superiores.

La figura indica que cuando mayor es la dimensión del tajeo en el rumbo de la veta el valor del radio hidráulico es mayor y con ello también se incrementa los requerimientos de sostenimiento para el control de inestabilidades.

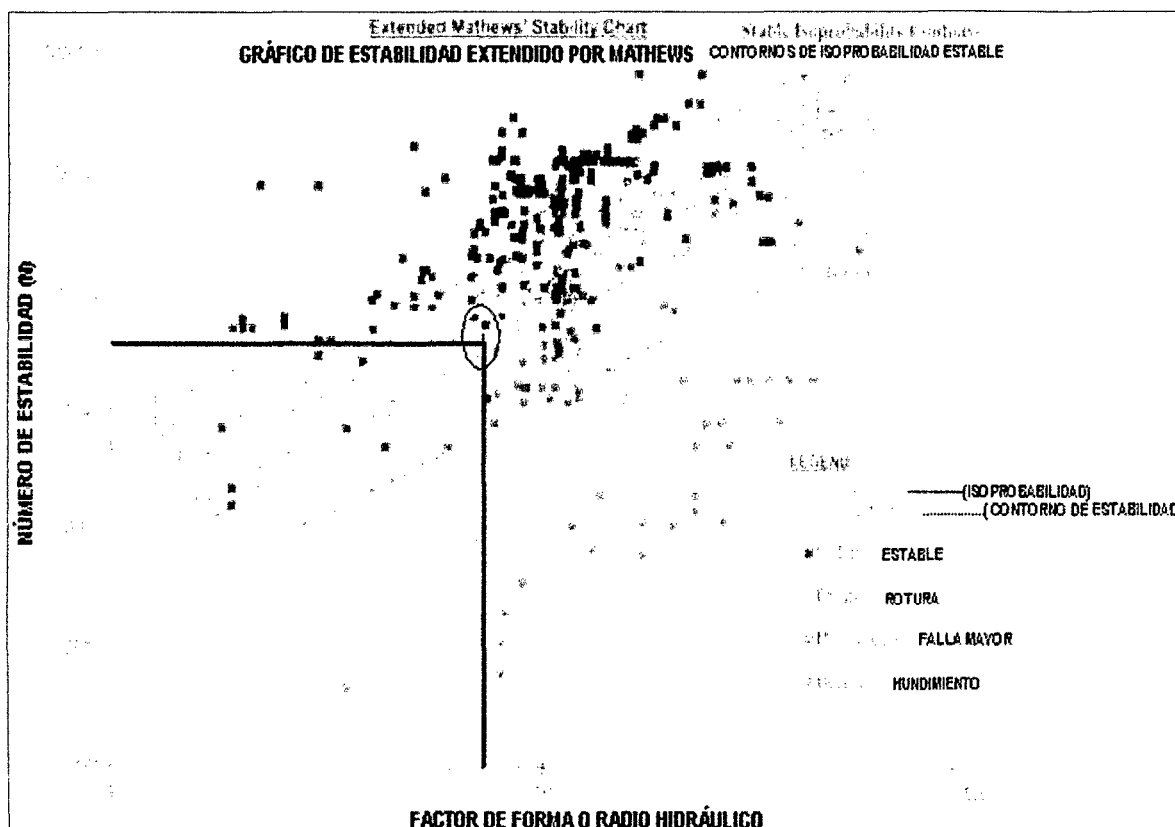


Gráfico 23: Probabilidad de colapso de la excavación con las dimensiones plantados

3.2.2.- RESULTADOS DE LA MODELACIÓN NUMÉRICA DEL COMPORTAMIENTO ESTRUCTURAL

Con la finalidad de comprobar los resultados obtenidos con el “Método Gráfico de Estabilidad” se ha realizado una serie de simulaciones numéricas (modelamiento numérico) de los esfuerzos y deformaciones que ocurrirían en la masa rocosa remanente (cajas, techos, pilares), en cada uno de los sectores considerando la simultaneidad de las excavaciones y evaluar las condiciones de estabilidad tanto a nivel local y global de la mina. Para este propósito se ha empleado el software de elementos finitos PHASE de Rocscience Inc.

Todos los modelos presentan deformaciones de tipo elástico, sin incursionar en rangos plásticos. Estos modelos constituyen una aproximación de la realidad, en donde las medidas y parámetros empleados fueron obtenidos en campo y en el laboratorio, lo que permite establecer similitudes con el contexto en el que se encuentran ubicadas las discontinuidades. Para todos los modelos establecidos los mayores desplazamientos ocurren en el segundo panel (tajeo entre el subnivel 614-subnivel 624) llegando a reportar desplazamiento vertical hasta 23cm, esto por la posición central del de los paneles de explotación, lo cual evidencia, la acción de la carga litostática suprayacentes, la carga por

gravidad asignadas a cada modelo así como la casi nula cohesión del relleno detrítico. Cada modelo simulado, aparentemente no presentara derrumbes o deslizamientos debido a que reporta valores de factores de seguridad por encima del valor unitario, mostrando un estado de equilibrio crítico antes del relleno detrítico.

Para ver el comportamiento secuencial se hizo el modelamiento desde el inicio de la explotación hasta el fin, a los resultados de cada modelo simulado se hace una breve descripción e interpretación para cada uno de los sectores o cortes proyectados.

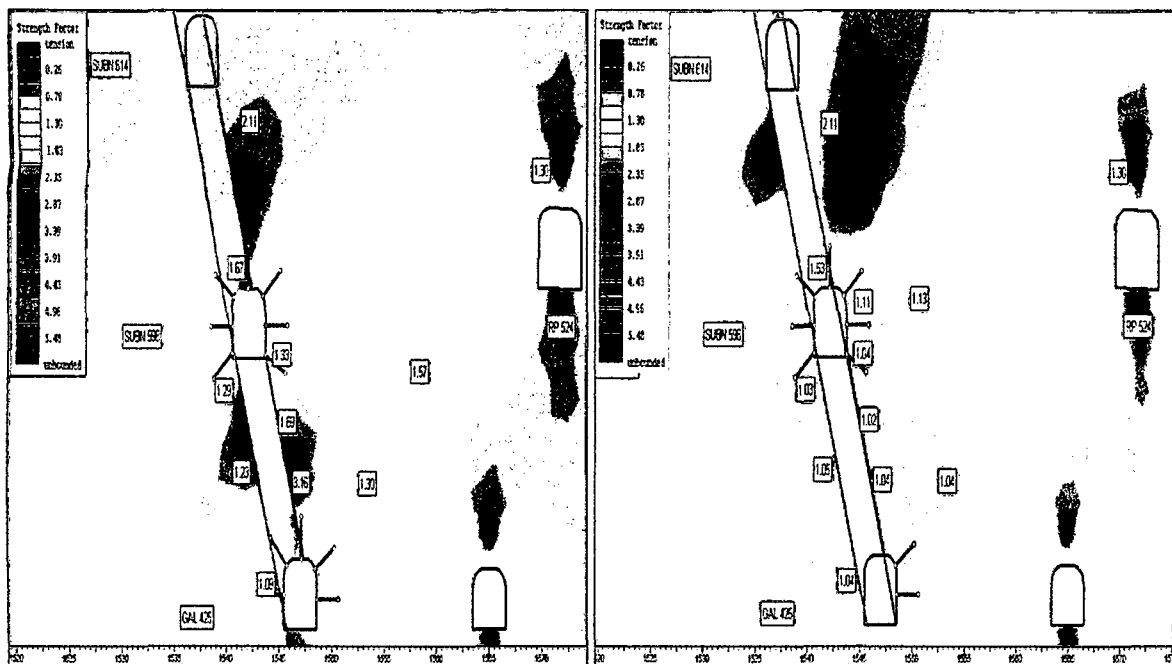


Figura 6(a) izquierda y 6(b) derecha: modelación numérica del antes y después de la excavación fase 1.

Figura 6 en la figura 6(a) izquierda y 6(b) derechase muestra un corte de las actividades iniciales (labores preparatorias) sostenidas con pernos Hidrabolt de 7' con estas excavaciones según muestra la figura 6(b) no presenta problemas de estabilidad, muestra factores de seguridad por encima de 1, en la figura 6(b)se simula la excavación del primer panel (banco de 10m), en este modelo la concentración de los esfuerzos actuantes de dan en mayor nivel en la caja techo, por ende los factores de seguridad (Fs) son mínimos, reportando valores de hasta 1,02, aumentando progresivamente según va alejándose del tajo. En la caja techo como pudimos observar en las proyecciones estereográficas se definen más de 2 sistemas de discontinuidad paralelo a la veta y a causa de esto vemos que los esfuerzos al igual que las deformaciones, afectan mayoritariamente a los planos que

definen la familia de discontinuidades, es por esta razón que hacia el lado presenta valores de F_s bajos.

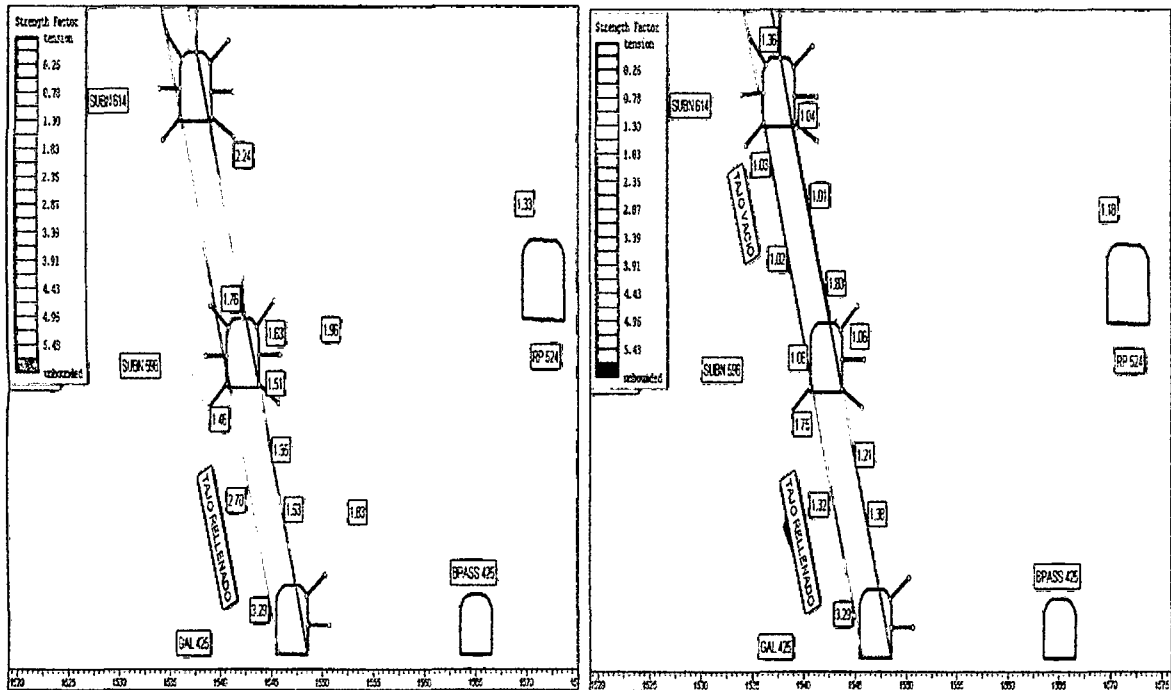


Figura 7(a) izquierda y 7(b) derecha: Modelación numérica del comportamiento después - durante el minado del segundo panel.

Figura 7 el modelo de la figura 7(a) izquierda simula el relleno del tajo del primer panel y observamos el efecto estabilizante de este relleno en los límites explotados, mostrando F_s mayor a 1,36 (vemos como cambia de color casi rojo a tonos amarillentos a verdosos, ver código colores a la izquierda de cada imagen) y este a la vez tiene un efecto en el comportamiento global de los paneles superiores. Observemos los F_s antes del relleno Fig 7 (a) y el efecto después del relleno Fig 7 (b) y progresivamente los F_s se incrementan según la ubicación se va alejando de la zona de excavación. La fig 7 (b) muestra el modelo una vez extraído el segundo panel y relleno el primero. El modelo muestra F_s ligeramente mayor a 1 lo que indica que existe una pequeña probabilidad del colapso del tajo, el modelo al igual que la realidad advierte que esta zona presenta desplazamientos verticales hasta de 23cm, pero también advierte que estos puntos no entran en fluencia si se sostiene inmediatamente una vez extraído el mineral.

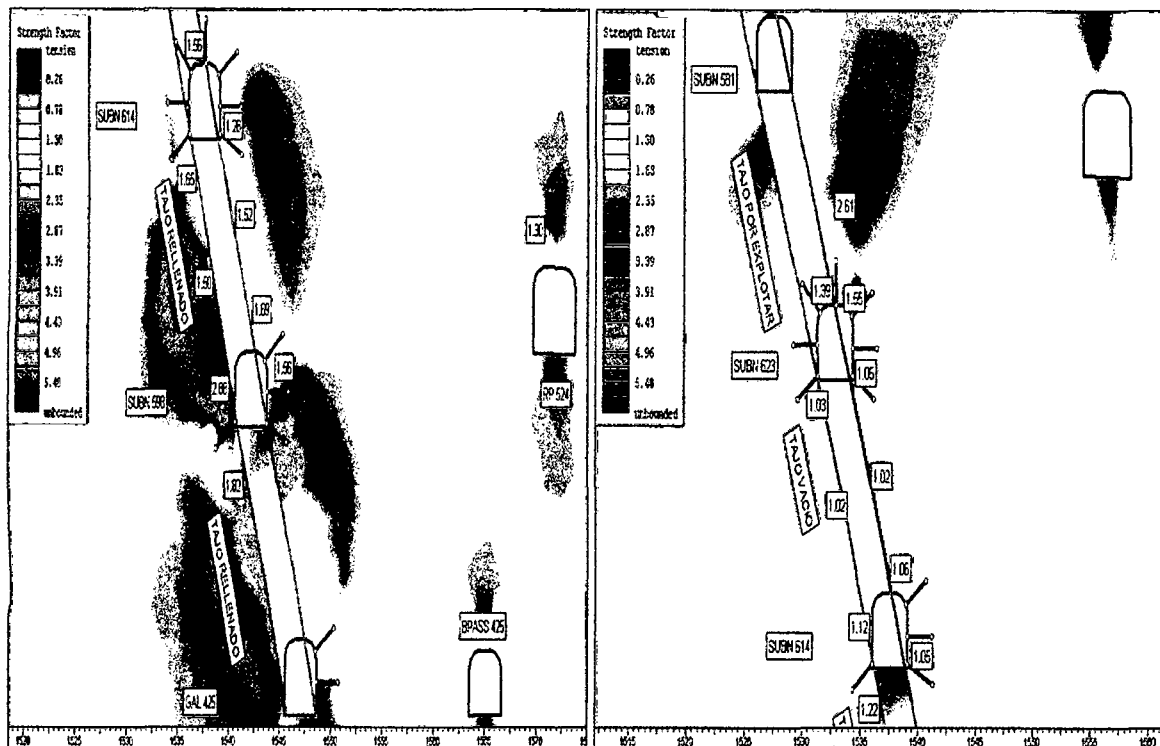


Figura 8(a) izquierda y 8(b) derecha: Modelación numérica del comportamiento después durante el minado del tercer panel.

Figura 8 el modelo de la figura 8 (a), muestra el comportamiento estructural, una vez realizado el relleno del segundo panel, según el código colores, los Fs se ven incrementados mostrando valores superiores a 1.52 elevando al cuerpo a un estado de equilibrio. El modelo de la figura 8(b) derecha, muestra el corte del tercer panel y el comportamiento. En la simulación de este corte muestra Fs mayores a 1,02 donde los efectos estabilizantes son algo superiores a los efectos desestabilizantes, que indica que es poco probable que el cuerpo falle.

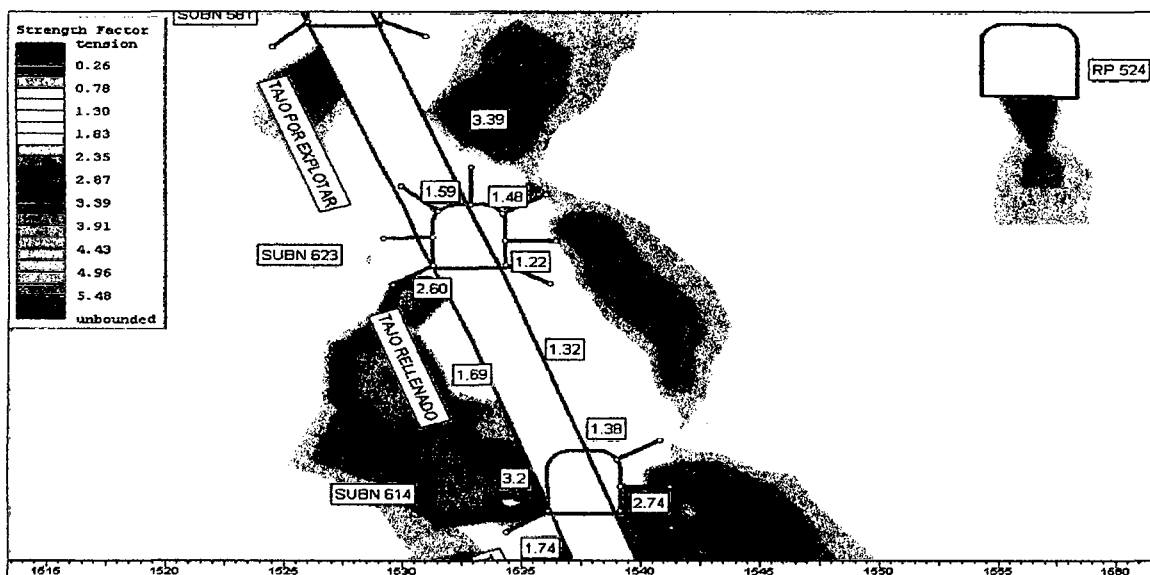


Figura 9: Modelación numérica del comportamiento después del relleno del tercer panel.

Figura 9 muestra la simulación del relleno del tercer panel, al igual que los anteriores casos muestra Fs superiores a 1,32, con ello vemos que el efecto estabilizante del relleno tiene acción en el comportamiento local y global del modelo.

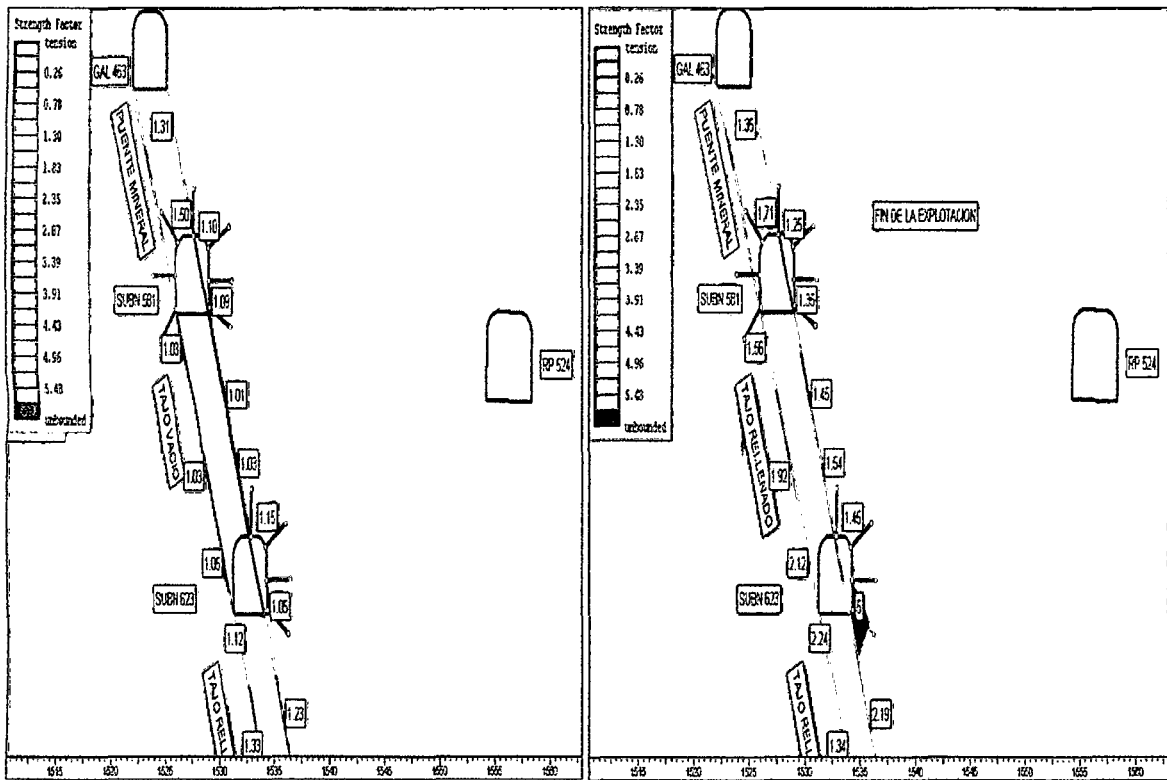


Figura 10(a) izquierda y 10(b) derecha: Modelación numérica del comportamiento después durante el minado del cuarto panel.

Figura 10 el modelo figura 10(a) izquierda, simula la explotación del cuarto panel, este reporta valores de Fs cercano a la unidad sobre todo en el medio del tajeo donde existe mayor probabilidad de fluencia de fallas o roturas tensionales en la caja techo, ocasionando desplazamientos horizontales hasta del orden de 9,27 mm y desplazamientos verticales hasta un máximo de 22.87cm. Asimismo el modelo no reporta colapsos inmediatos a la excavación, en la figura 10(b) derecha, muestra el modelo simulado una vez relleno el cuarto panel, vemos que los tonos naranjas pasan a amarillentas o verdosas con ello mostrando el amortiguamiento de posibles subsidencias o colapsos.

3.3.- RECURSOS Y RESERVAS

3.3.1.- ESTIMADO DE RECURSOS DE MINERAL

La estimación de recursos se realizó a través de modelos geoestadísticos. Para ello se utilizó el software Datamine Studio 3, el cual también permitió definir el modelo de bloques geológico, el análisis de datos, el modelamiento variográfico, la estimación de los recursos así como obtención de los reportes correspondientes.

El modelo geológico fue construido por la Compañía Minera Argentum S.A a partir de las muestras de sondajes, de canales y de las galerías exploradas.

A continuación se presenta, además de la tabla, el modelo de bloques con su valor estimado, la curva tonelaje vs ley geológica.

BLOCK	LONG	ALTURA SECC	BUZ	POTENCIA REAL	PESO ESPECIFICO	LEYES GEOLÓGICAS				ÁREA TOTAL BLOCK	ÁREA BLOCK (NV400)	VOLUMEN (m ³)
						Gr/TM Ag	%Cu	%Pb	%Zn			
99	53,41	24	70	1,5	3,3	368	0,5	0,91	5,95	1414,35	1414,35	2121,53
100	53	34	65	1,17	3,3	148	0,11	0,67	7,91	1988,29	1988,29	2326,3
101	52,62	24	70	1,35	3,3	339	0,96	0,81	6,93	1393,43	1393,43	1881,13
102			65	0,67	3,3	319	1,2	0,67	5,91	2380,35	2068,78	1386,08
103	78,7	25	65	1,35	3,3	321	1,36	0,61	6,14	2170,76	2170,76	2930,53
104			70	1,5	3,3	391	2,24	0,47	5,33	5279,14	3397,96	5096,94
109	53	55	65	1,24	3,3	359	0,44	0,93	5,79	3216,35	171,27	212,37
TOTAL /PROMEDIO				1,30	3,3	320,71	0,98	0,73	6,28	17842,67	12604,84	15954,9

Cuadro 9: leyes geológicas y blocks de explotación.

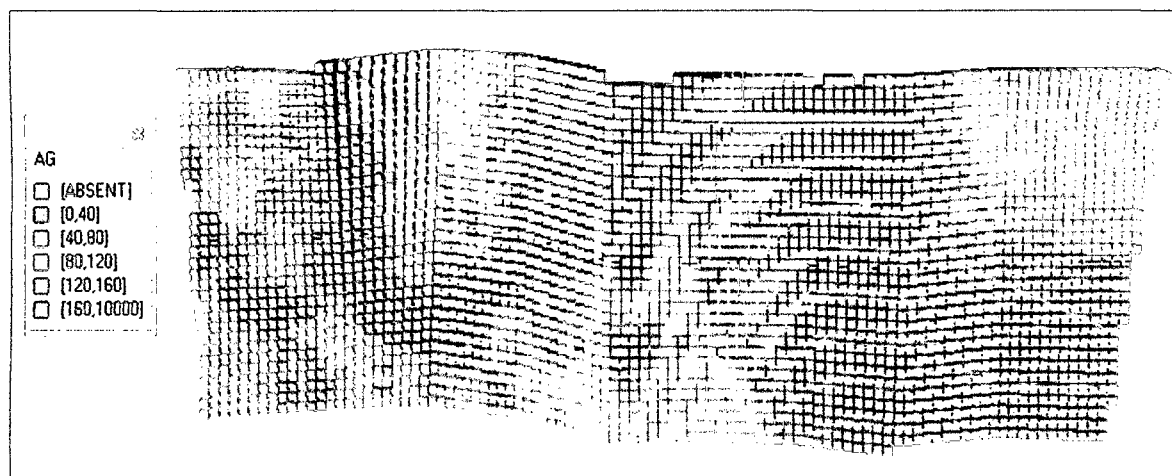


Figura 11: Modelo de bloques de Ag estimado.

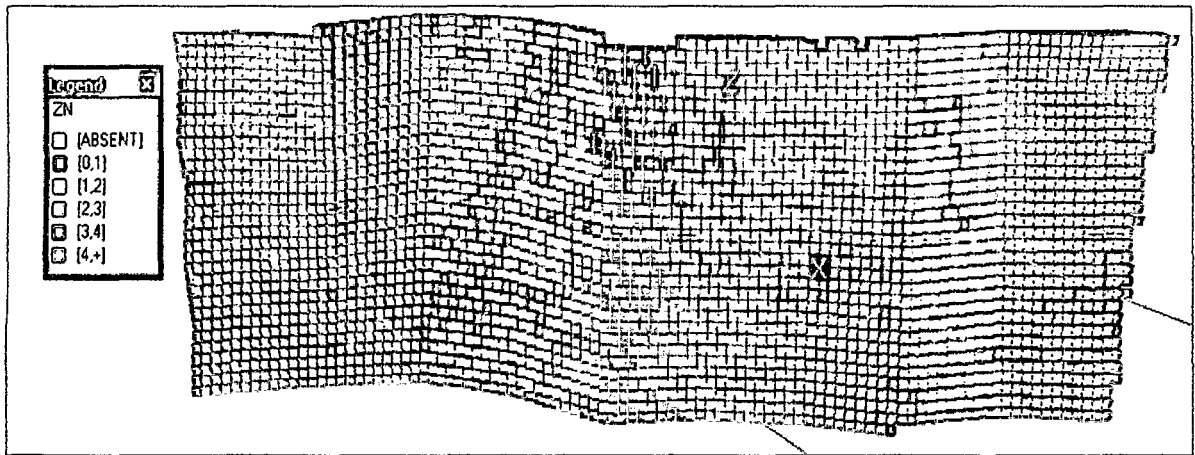


Figura 12: Modelo de bloques de Zn estimado.

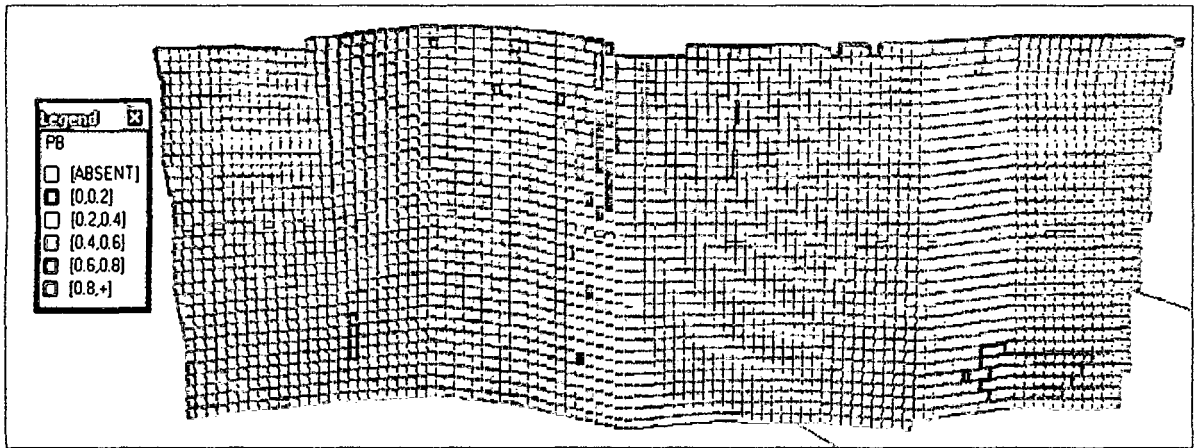


Figura 13: Modelo de bloques de Pb estimado

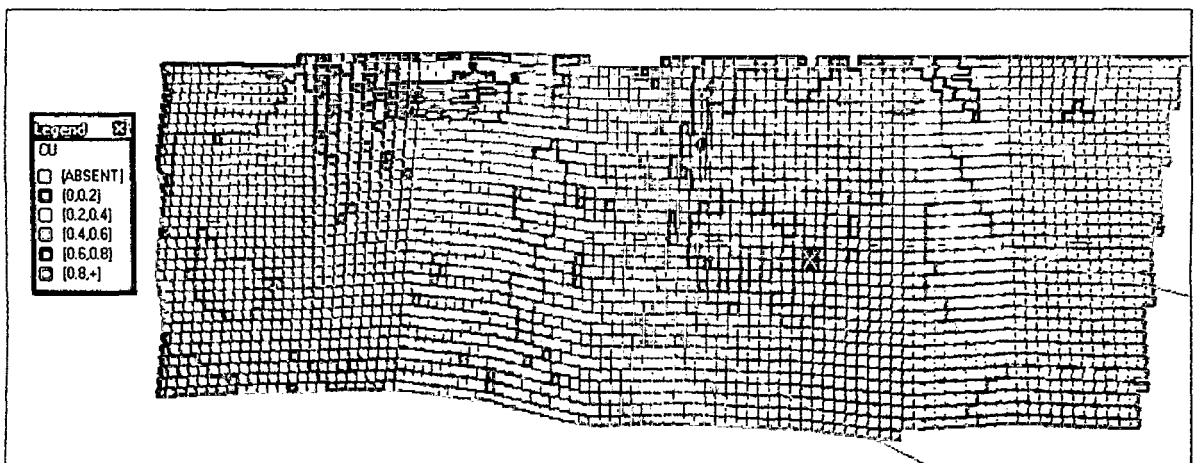


Figura 14: Modelo de bloques de Cu estimado.

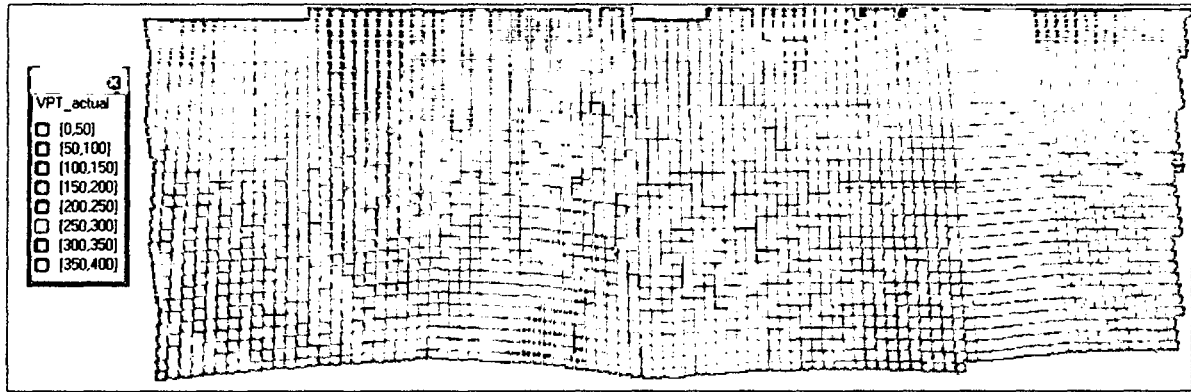


Figura 15: Modelo de bloques de VPT (US\$/Ton) estimado

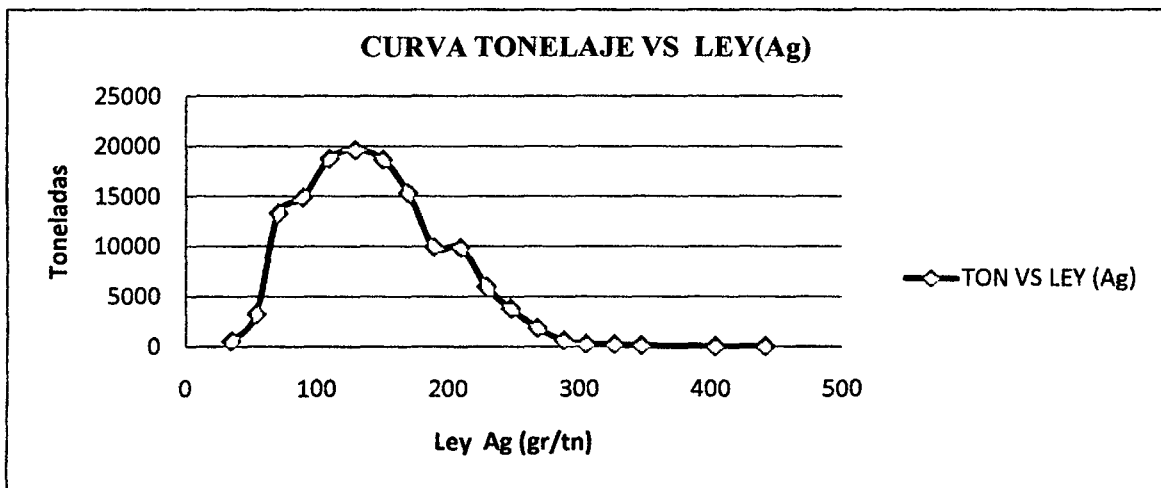


Gráfico 24: Curva tonelaje vs ley de corte (Ag)

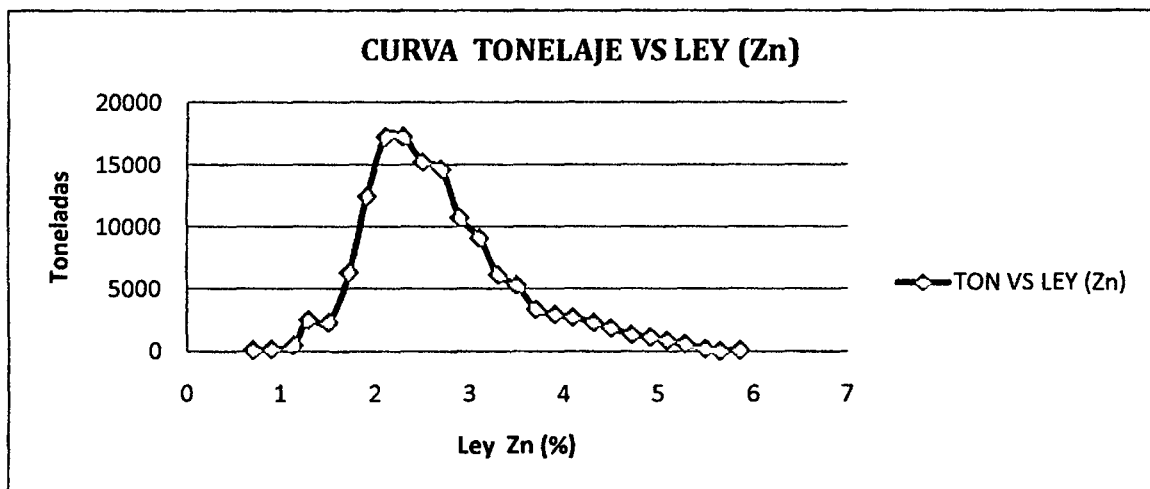


Gráfico 25: Curva tonelaje vs ley de corte (Zn)

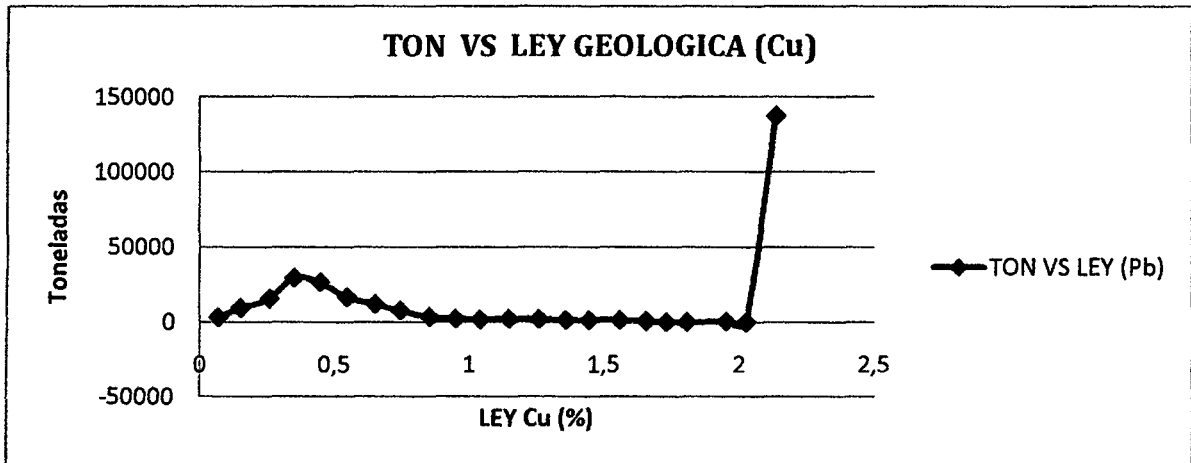


Gráfico 26: Curva tonelaje vs ley de corte (Cu)

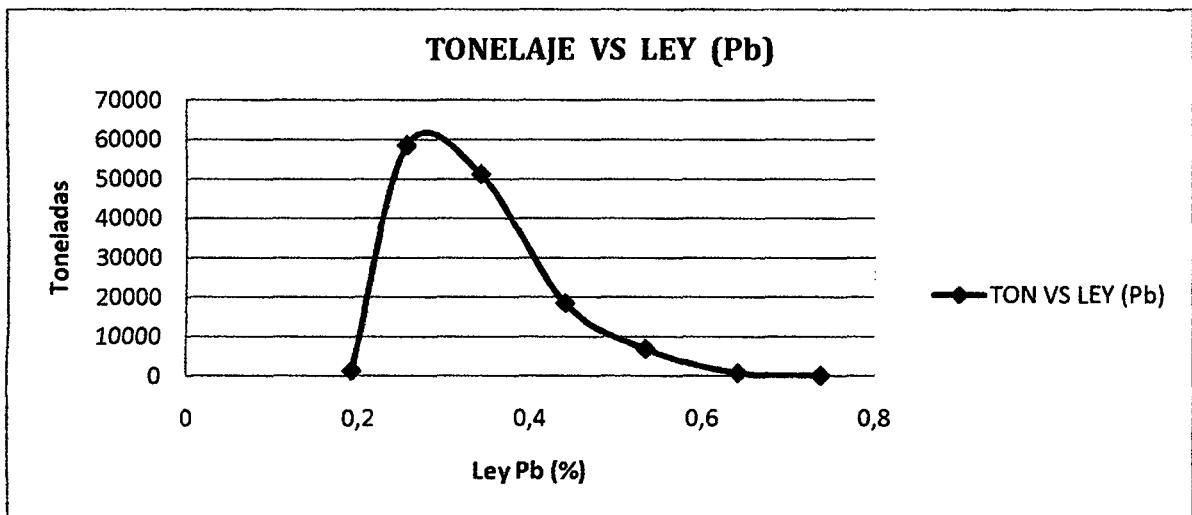


Gráfico 27: Curva tonelaje vs ley de corte (Pb)

3.3.2.- CÁLCULO DE DILUCIÓN PARA LA APLICACIÓN DEL MÉTODO EN ESTUDIO

La dilución depende de la selección del método aplicado así como la disposición de la geología, la geometría de la estructura mineralizada a ello agregado el estado del comportamiento estructural de la roca.

La estimación de la dilución será calculada con la siguiente fórmula:

$$\%DIL = \frac{k}{\sqrt{pot * potencia mineral}}$$

K: constante del método de explotación
 p: potencia de la veta (m)

Potencia de veta (W)	1,30
Constante (K)	55

Tabla 9: Parámetros para el cálculo de la dilución

Ancho o potencia de Desmorte (d)

$$d = \frac{\%diluido * potencia}{1 - \%dilución}$$

Ancho Veta (m)	1,30
Dilución corregido (%)	36%
Desmorte (m)	0,70
Ancho Minado promedio (m)	2,0
Recuperación	95%

Tabla 10: Calculo de dilución, desmorte y ancho minado

De acuerdo a la tabla 10, el cálculo de la dilución será manejado con 36% esto de acuerdo a la experiencia en tajeos por subniveles con taladros largos en potencias similares.

3.3.3.- ESTIMADO DE RESERVA MINERAL

El procedimiento para la estimación de la reserva mineral, parte del inventario de recursos medidos más indicados.

Actualmente se tienen procedimientos para estimar la ley de corte o cut-off y el valor de mineral y para el proyecto en estudio se cogerá la misma información.

Los parámetros utilizados se muestran como siguen:

- Inventario de recursos medidos más indicados (leyes);
- Pruebas metalúrgicas
- Balance metalúrgico proyectado
- Precios proyectados de metales
- Valorización de los concentrados
- Valores unitarios
- Valores equivalentes
- Valor del mineral (NSR US\$/ton)
- Estimación de costos
- Cálculo del cut off

3.3.3.1.- VALORES UNITARIOS (US\$)

El cálculo del valor unitario se realiza con la producción de los concentrados calculados, y el ratio de concentración de cada tipo de concentrado, se obtiene el aporte de cada elemento en el valor del mineral.

Los resultados de los valores unitarios para cada elemento, por cada onza o porcentaje de ley, se muestran en el cuadro siguiente.

VALORES UNITARIOS		
1 gr/ton	US\$	0,56
1%Cu	US\$	10,44
1%Pb	US\$	8,95
1%Zn	US\$	7,89

3.3.3.2.- VALOR DEL MINERAL, NSR (US \$/TM)

Para la estimación del valor del mineral se usará la fórmula variable NSR(US\$/TM), que resulta de la sumatoria de los factores resultantes de la relación del aporte total unitario de cada elemento entre su respectiva ley de cabeza, por la ley de cada metal contenido en el mineral de cabeza.

La fórmula variable para determinar el valor de mineral (VM) para el proyecto es la siguiente:

$$\text{US$/TM (VPT)} = 0,56 * \text{gr Ag/ton} + 10,44 * \% \text{Cu} + 8,95 * \% \text{Pb} + 7,89 * \% \text{Zn}$$

Resumen de la reserva mineral para el proyecto

BLOCK	POTENCIA REAL	ANCHO MINADO	AREA TOTAL BLOCK	TONELADAS EXTRAIDAS	LEYES DILUIDAS				VPT
					gr/ton Ag	%Cu	%Pb	%Zn	
99	1,5	2,38	1414,35	10374,6	248,33	0,34	0,61	4,02	263,5
100	1,17	2,05	1988,29	12419,7	91,48	0,07	0,41	4,89	135,9
101	1,35	2,23	1393,43	9531,7	220,79	0,63	0,53	4,51	250,5
102	0,67	1,55	2380,35	9508,7	153,45	0,58	0,32	2,84	173
103	1,35	2,23	2170,76	14848,9	209,06	0,89	0,4	4	238,4
104	1,5	2,38	5279,14	24925,2	263,85	1,51	0,32	3,6	289,4
109	1,24	2,12	3216,35	1109,5	226,8	0,28	0,59	3,66	240,3
TOTAL/PROMEDIO		2,1342857	17842,67	82718,3	201,9657	0,614	0,454	3,931	227,3

Cuadro 10: Resumen de reservas y leyes diluidas

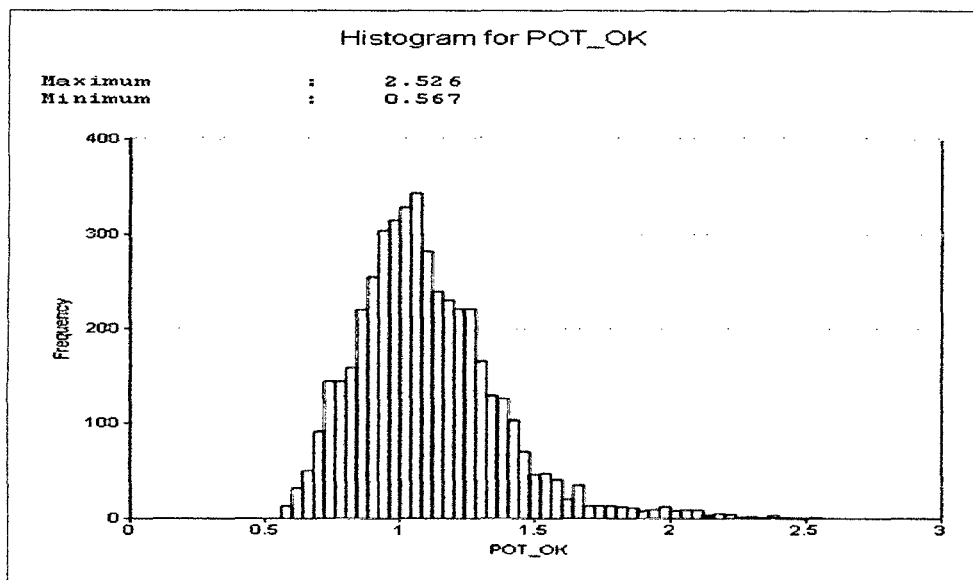


Gráfico 28: Histograma de potencias de mineralización del proyecto.

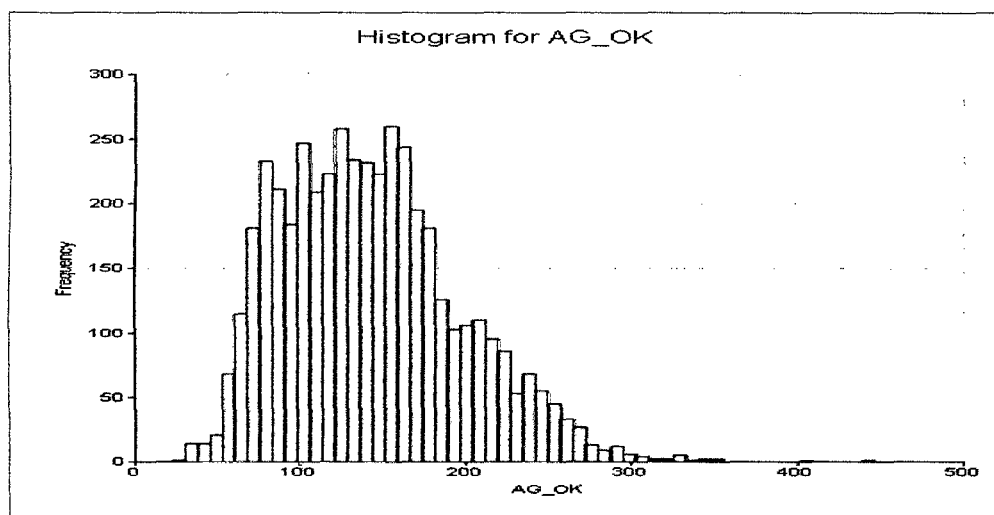


Gráfico 29: Histograma de leyes de Ag del proyecto.

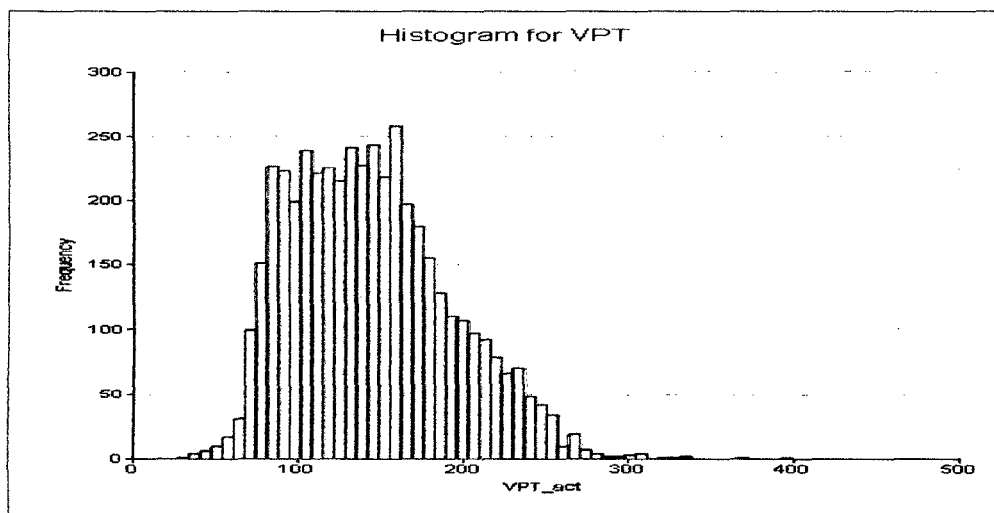


Gráfico 30: Histograma del VPT del proyecto en implementación.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.- MINADO

4.1.1.-CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON TALADROS LARGOS O BANQUEO CON PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS Y RELLENO POSTERIOR (AVOCA).

El método de explotación de corte y relleno ascendente con taladros largos o por banqueo con perforación de taladros largos y relleno posterior, consiste en dividir la estructura mineralizada en sectores estables debidamente espaciados, de tal manera que se pueda ejecutar y controlar las diversas operaciones de perforación de producción y extracción de mineral simultáneamente con fluidez y seguridad.

El mineral es derribado a partir de los sub niveles de perforación, mediante el disparo de los taladros descendentes en forma de planos verticales.

La variante del corte y relleno con taladros largos del que se hace uso, requiere mínimo de tres 3 accesos simultáneos a un mismo subnivel a partir del primer subnivel, para una operación eficiente. Usando uno de los niveles superiores como nivel de perforación, es en este primer subnivel donde se requiere como mínimo 3 accesos que será uno en el intermedio, que permitirá el ingreso de los equipos de perforación así como la extracción del mineral cuando se explote el segundo panel, y a los extremos del mismo subnivel se realizan dos accesos para permitir el ingreso de relleno a cada lado, el primer nivel inferior será utilizado como labor de acarreo y extracción del mineral derribado.

La explotación se inicia en retirada con cortes verticales descendentes, en una secuencia siguiente el relleno se hará en avanzada a partir de los accesos extremos, esta acción permite una recuperación de las reserva con considerable seguridad.

ESQUEMA DE EXPLOTACIÓN DEL MÉTODO DE MINADO AVOCA

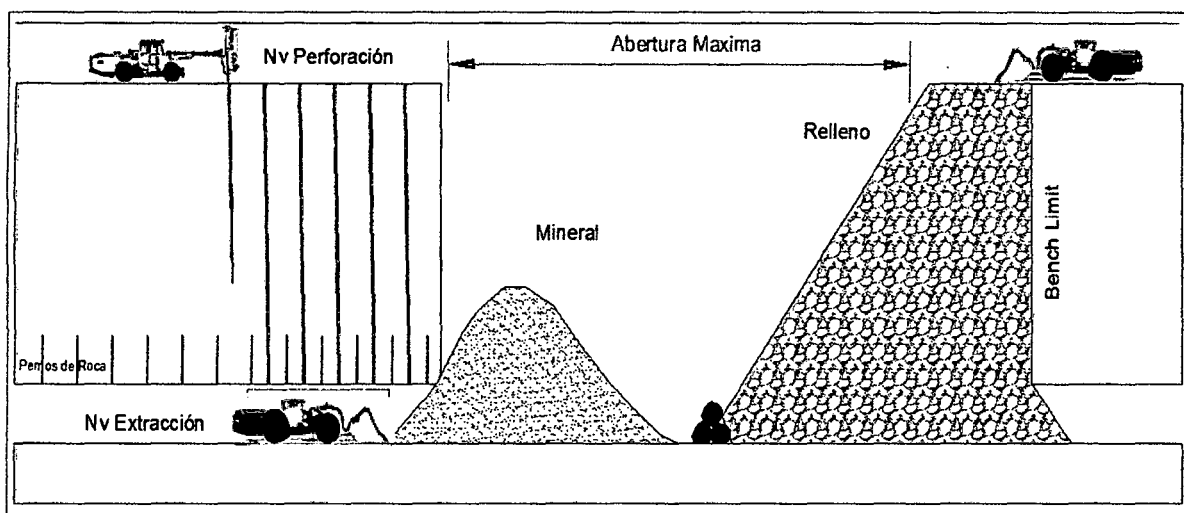


Gráfico 32: Vista longitudinal de la secuencia de explotación del método de minado Avoca continuo.

MÉTODO APLICABLE	ÍNDICE
Altura de block	10,00 m.
Potencia de block (promedio)	1,5 m.
Longitud de block	200 m.
Índice de preparación	30 Tm/m.
Aporte del método a la producción	100%
Preparación en mineral	35%
Preparación y desarrollo en desmonte	66%
Recuperación de reservas (estimada)	90 %
Porcentaje de dilución (estimado)	40%
Avance de la excavación	Longitudinal

Tabla 11: Ratios de minado para la método de Avoca continuo.

ESQUEMA DE EXPLOTACIÓN DE CORTE Y RELLENO CON TALADROS LARGOS

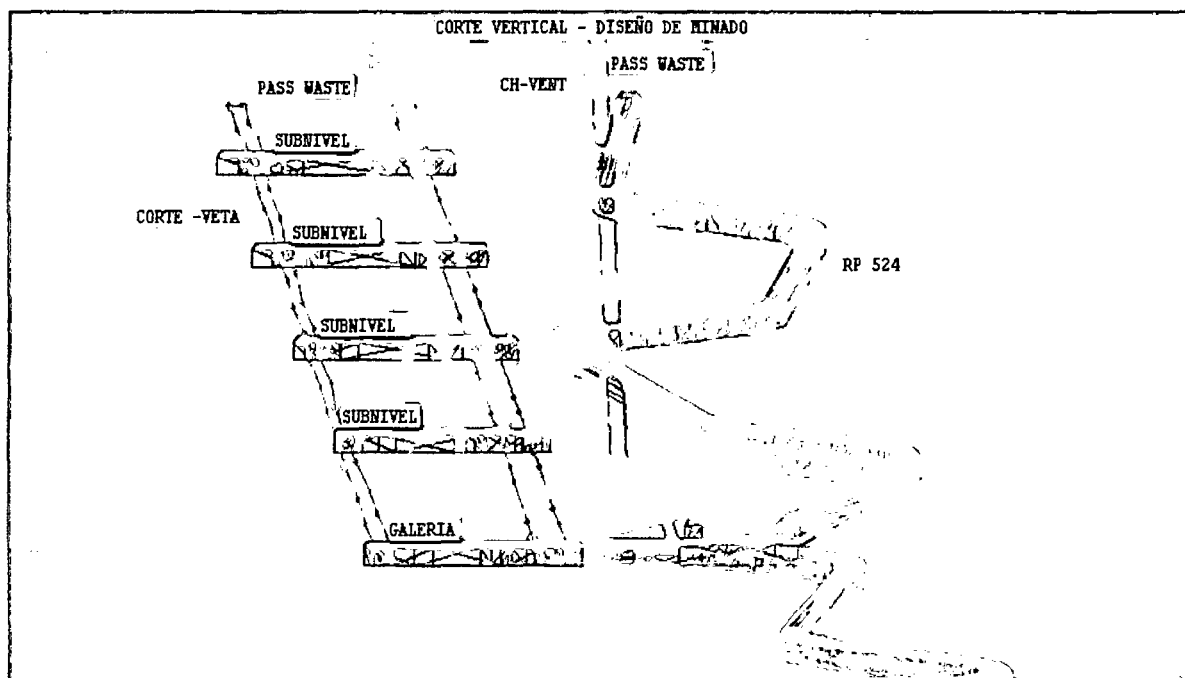


Gráfico 32: Vista de corte transversal del diseño del método de minado Avoca continuo.

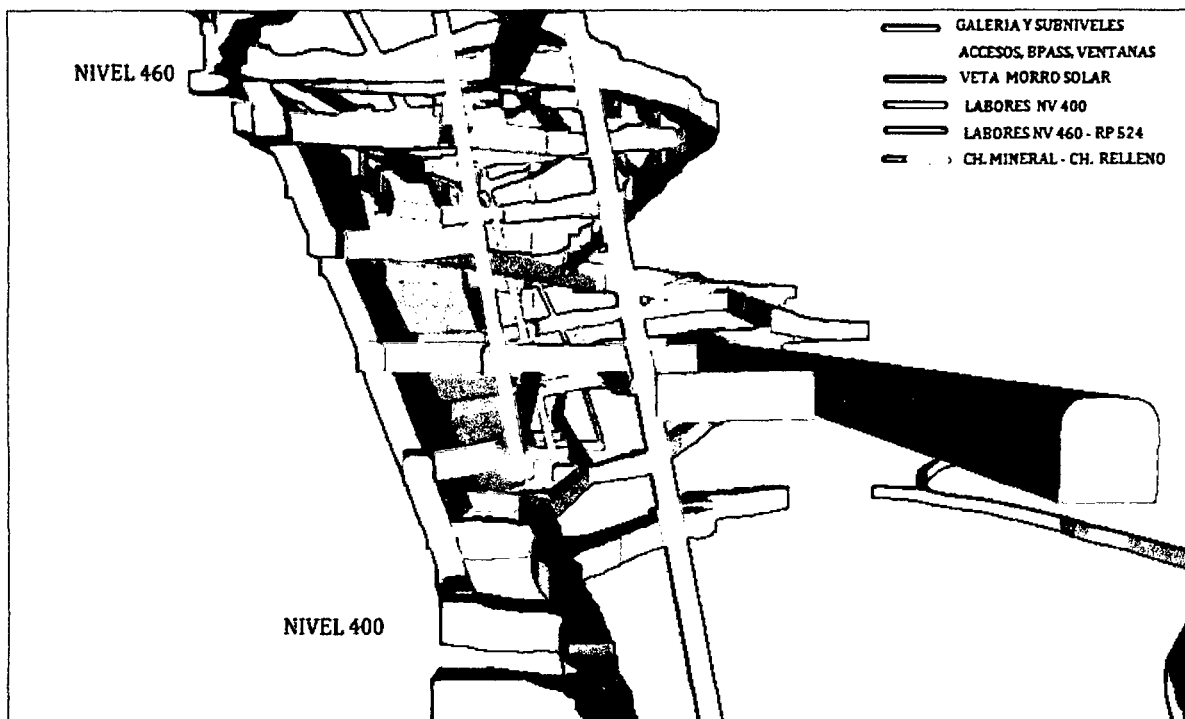


Gráfico 33: Vista de corte transversal del diseño del método de minado Avoca continuo.

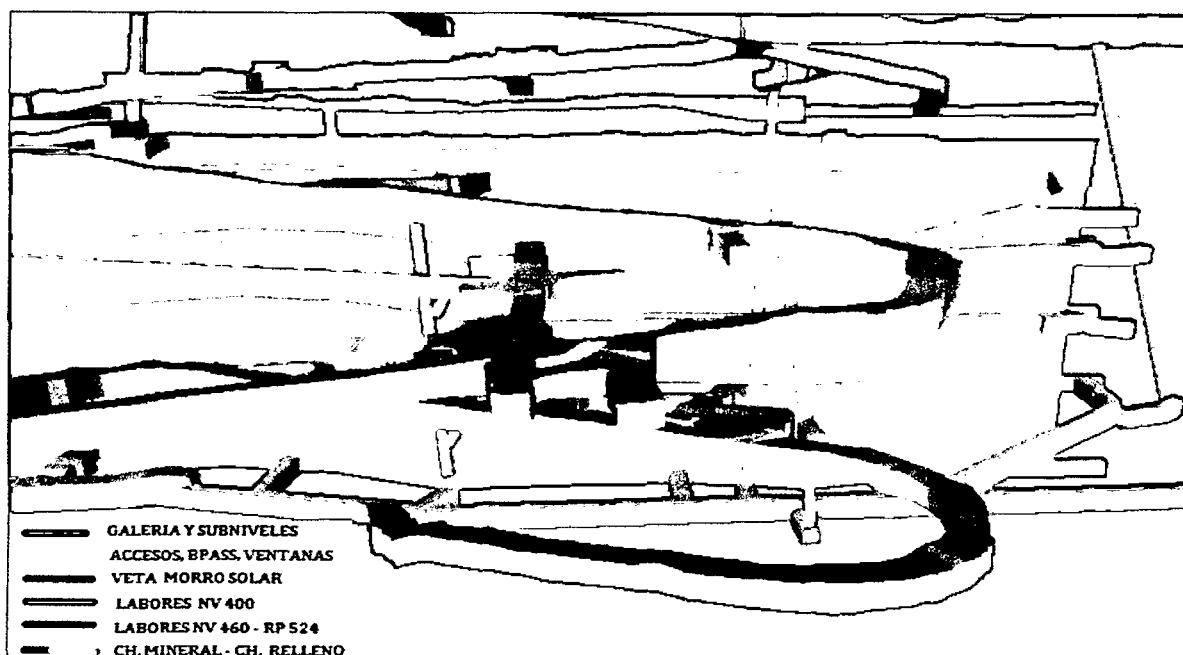


Gráfico 34: Vista de longitudinal de diseño del método de minado Avoca continuo.

4.1.2.-COSTOS DE MINADO-PROGRAMA DE DESARROLLO, PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN

4.1.2.1.- COSTOS DE PROCESOS Y SUBPROCESOS

COSTO OPERATIVO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (US\$/TM)				
AREA	ALAPAMPA			
	TOTAL	FIJO	VARIABLE	% COSTO
MINA	49,42	31,89	17,53	49%
PROCESAMIENTO	7,17	2,72	4,45	7%
PLANEAMIENTO E INGENIERIA	3,3	3,3	-	3%
GEOLOGÍA	3,07	3,07	-	3%
SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE	3,69	3,69	-	4%
MANTENIMIENTO MECÁNICO	11,6	9,41	2,19	12%
MANTENIMIENTO ELÉCTRICO	7,05	3,86	3,19	7%
ADMINISTRACIÓN	15,2	15,2	-	15%
CUT OFF OPERATIVO (US\$/TM)	100,5	73,14	27,36	100%

Tabla 12: Costo operativo – corte y relleno ascendente mecanizado

COSTO DE MINADO TALADROS LARGOS (US\$/TM)		
SUBPROCESO	US\$/TM	% COSTO
PREPARACIÓN	11,54	34,82%
PERFORACIÓN	2,65	8,00%
VOLADURA	1,83	5,52%
LIMPIEZA	2,1	6,34%
RELLENO	3,27	9,87%
SOSTENIMIENTO	6,33	19,10%
TRANSPORTE	3,09	9,32%
SERVICIOS AUXILIARES	1,13	3,41%
ENERGÍA	1,07	3,23%
MATERIALES Y MISCELÁNEOS	0,13	0,39%
TOTAL (US\$/TM)	33,14	100,00%

Tabla 13: Costos minado - método avoca continuo (taladros largos)

COSTO OPERATIVO - CUT OFF OPERATIVO (US\$/TM)		
PROCESO/ ÁREA	(US\$/TM)	% Costo
MINA (TALADROS LARGOS)	33,14	39%
PROCESAMIENTO	7,17	9%
PLANEAMIENTO E INGENIERÍA	3,3	4%
GEOLOGÍA	3,07	4%
SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE	3,69	4%
MANTENIMIENTO MECÁNICO	11,6	14%
SISTEMA ELÉCTRICO	7,05	8%
ADMINISTRACIÓN	15,2	18%
CUT OFF OPERATIVO TOTAL (US\$/TM)	84,22	100%

Tabla 14: Costo operativo – método avoca continuo (taladros largos)

4.1.3.- PLAN DE PRODUCCIÓN

4.1.3.1.- CAPACIDAD DE TRATAMIENTO PLANTA CONCENTRADORA.

La planta de tratamiento ha sido desarrollado para una producción proyectada de 70000 tn/mes a un ritmo de 2300tn/día. obteniéndose una capacidad instalada de planta de 2200 Tn/día. Actualmente opera a un 77% de su capacidad total. Con una operación en chancado de 18 horas continuas por día, mientras que las operaciones de molienda, flotación, espesador de filtros operan las 24 horas del día, en dos turnos por día. Actualmente la producción mensual esta alrededor de los 54000ton, registrando un déficit de 16000 ton/mes, bajo estas circunstancias no se tendría problema con el incremento de la producción debido a que el incremento del tonelaje será cubierto por la planta.

4.1.3.2.- PROGRAMA DE DESARROLLO Y PREPARACIONES

Para mantener el ciclo de producción de la Zona Alapampa se establece la siguiente escala de desarrollos y preparación:

AÑO	AÑO 2013	AÑO 2014	AÑO 2015	AÑO 2016
m/mes	700	800	850	900
m/año	8400	9600	10200	10800

Tabla 15: Programa de desarrollo a largo plazo

4.1.3.3.- PROGRAMA DE PREPARACIONES (CORTO PLAZO / MEDIANO PLAZO) TALADROS LARGOS

Considerando la accesibilidad hasta el nivel 460, como parte de las labores de desarrollo se tiene considerado bajar la Rp (-) 524 que conectara el nivel 460 (nivel superior) con el

nivel 400 (nivel inferior) zona de taladros largos, simultáneamente se tiene considerado avanzar con el Xc900 para cortar la veta en el nivel 400, dicho sea de paso este crucero conectará con la Zona Codiciada.

Todo esto con el objetivo de habilitar el primer corte en el Nv. Base e iniciar la explotación en forma ascendente hacia el Nv superior. Debido a que la Rp será negativo en los puntos donde permita correr los accesos hacia la veta, se correrán los subniveles superiores para de esa manera acelerar la preparación. Así como también nos permitirá:

- Iniciar el reconocimiento con labores horizontales (subniveles) y verticales (chimeneas) sobre estructura, para obtener y/o validar la información geotécnica suficiente, que permita ajustar los parámetros geotécnicos requeridos en el diseño de minado
- Lograr mayor fluidez en los ciclos de minado, con la adecuada ubicación de los accesos, echaderos de mineral, chimeneas de ventilación, relleno y servicios. Habilitando dos accesos para cada sector de explotación, independizando así el acceso de los equipos de perforación, acarreo LHD y el de los equipos de relleno en un mismo tajeo
- Iniciar la explotación en forma ascendente de los niveles inferiores a los superiores, generando espacios vacíos (Tajeos) en los niveles inferiores, los que deben ser rellenados en parte, con los escombros generados por el desarrollo de los niveles superiores, considerando el uso de relleno cementado solo donde las condiciones de estabilidad así lo ameriten.

Item	Nivel	Labor	Sección	Longitud
1	400	ACC 581	3,5 x3,5	58
2	400	ACC 623	3,5 x3,5	60
3	400	ACC 614	3,5 x3,5	58
4	400	ACC 598	3,5 x3,5	31
5	400	ACC 648	3,5 x3,5	59
6	400	ACC 618	3,5 x3,5	30
7	400	ACC 631	3,5 x3,5	55
8	400	ACC 624	3,5 x3,5	57
9	400	ACC 610	3,5 x3,5	112
10	400	ACC 561	3,5 x3,5	69
11	400	ACC 566	3,5 x3,5	80
12	400	ACC 562	3,5 x3,5	78
13	400	CH RELLENO 509	1,5 x 1,5	30
14	400	CH RELLENO 645	1,5 x 1,5	38
15	400	CAM. RELLENO	3X3	124
16	400	RP -524	4 x 4	533
17	400	ORE PASS 557	1,5 x 1,5	52
18	400	CAM ORE PASS	3X3	30
19	400	BPASS 425	3,5 x3,5	145
20	400	VEN 533	3,5 x3,5	13
21	400	VEN 628	3,5 x3,5	16
22	400	VEN 605	3,5 x3,5	15
23	400	VEN 554	3,5 x3,5	14
24	400	GL 425 E	3.5 x3.5	110
25	400	GL 425 W	3,5 x3,5	84
26	400	SN 598 E	3,5 x3,5	96
27	400	SN 598 W	3,5 x3,5	95
28	400	SN 614 E	3,5 x3,5	97
29	400	SN 614 W	3,5 x3,5	109
30	400	SN 623 E	3,5 x3,5	97
31	400	SN 623 W	3,5 x3,5	108
32	400	SN 581 E	3,5 x3,5	93
33	400	SN581 W	3,5 x3,5	100
35	400	CH VENT	2X2	60
36	400	CAM VENTIL	3X3	40
37	400	DEDOS ORE PASS	2X2	24
38	400	CAM CARGUIO	4x4	40
39	400	CAM BOMBEO	3,5 x3,5	80
40	400	CAM ACUMULACION	3,5 x3,5	39
TOTAL METRAJE				3029

Tabla 16: Relación de labores lineales y verticales como parte de la preparación del método minado Avoca continuo.

4.1.3.4.- PROGRAMA DE PRODUCCIÓN TALADROS LARGOS

PROGRAMA PRODUCCIÓN ABRIL 2014 - TALADROS LARGOS															
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	Veta	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
							Dilucion	Total				% Cu	% Pb	% Zn	
400	507	W	27	52	13	1355	806	2161	2161	92,91	0,07	0,42	4,97	109,62	
400	448	E	25	52	13	1609	746	2355	2355	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
TOTAL FASE									4515	180,14	0,80	0,37	4,31	170,98	

Cuadro 11: Programa producción taladros largos- Abril.

PROGRAMA PRODUCCIÓN MAYO 2014 - TALADROS LARGOS															
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	Veta	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
							Dilucion	Total				% Cu	% Pb	% Zn	
400	448	E	32	52	10	1584	734,4	2318,4	2318	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
400	507	W	23	48	13	1154,44	686,205	1840,64	1700	92,91	0,07	0,42	4,97	109,62	
400	507	E	56	48	10	1700,16	1285,2	2985,36	2985	124,82	0,33	0,37	3,93	124,25	
TOTAL FASE									7004	161,70	0,64	0,37	4,18	155,40	

Cuadro 12: Programa producción taladros largos- Mayo

PROGRAMA PRODUCCIÓN JUNIO 2014 - TALADROS LARGOS															
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	Veta	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
							Dilucion	Total				% Cu	% Pb	% Zn	
400	507	W	32	51	10	1236	734	1970	2277	92,91	0,07	0,42	4,97	109,62	
400	448	W	18	56	10	891	413	1304	1304	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
400	448	E	17	56	10	842	390	1232	1232	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
400	507	E	12	48	10	463	275	739	739	92,91	0,07	0,42	4,97	109,62	
400	448	W	20	56	10	990	459	1449	1449	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
TOTAL FASE									7000	209,21	1,04	0,35	4,09	170,98	

Cuadro 13: Programa producción taladros largos- Junio

PROGRAMA PRODUCCIÓN JULIO 2014 - TALADROS LARGOS															
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	Veta	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
							Dilucion	Total				% Cu	% Pb	% Zn	
400	507	E	46	48	10	1017	1056	2073	2073	156,73	0,59	0,33	2,90	138,89	
400	448	W	35	56	10	1733	803	2536	2536	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
400	448	E	35	52	10	1733	803	2536	2536	267,36	1,53	0,32	3,64	232,35	
TOTAL FASE									7144	230,49	1,22	0,32	3,40	201,19	

Cuadro 14: Programa producción taladros largos- Julio.

PROGRAMA PRODUCCIÓN AGOSTO 2014 - TALADROS LARGOS														
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
						Veta	Dilucion	Total			% Cu	% Pb	% Zn	
400	448	W	12	60	10	594	275	869	869	204,14	0,58	0,49	4,17	181,52
400	507	W	42	48	10	1843	964	2807	2807	172,27	0,21	0,52	4,52	158,2
400	448	E	32	56	10	1500	734	2234	2234	239,70	1,22	0,36	3,85	211,48
400	507	W	18	48	10	695	413	1108	1108	92,91	0,07	0,42	4,97	109,62
TOTAL FASE									7019	177,26	0,52	0,45	4,38	165,20

Cuadro 15: Programa producción taladros largos- Agosto.

PROGRAMA PRODUCCIÓN SETIEMBRE 2014 - TALADROS LARGOS														
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
						Veta	Dilucion	Total			% Cu	% Pb	% Zn	
400	507	E	42	48	10	1400	964	2364	2364	190,34	0,61	0,43	3,74	169,01
400	448	E	22	56	10	1031	505	1536	1536	239,70	1,22	0,36	3,85	211,48
400	448	W	45	56	10	2109	1033	3141	3141	239,70	1,22	0,36	3,85	211,48
TOTAL FASE									7041	223,25	1,01	0,39	3,81	197,32

Cuadro 16: Programa producción taladros largos- Setiembre

PROGRAMA PRODUCCIÓN OCTUBRE 2015 - TALADROS LARGOS														
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
						Veta	Dilucion	Total			% Cu	% Pb	% Zn	
400	507	W	50	48	10	2475	1148	3623	3622,5	251,64	0,34	0,62	4,07	206,79
400	448	E	51	56	10	2272	1170	3443	3442,5	212,05	0,90	0,40	4,06	190,61
TOTAL FASE									7065,0	231,84	0,62	0,51	4,06	198,70

Cuadro 17: Programa producción taladros largos- Octubre.

PROGRAMA PRODUCCIÓN NOVIEMBRE 2015 - TALADROS LARGOS														
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	TMS			TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
						Veta	Dilucion	Total			% Cu	% Pb	% Zn	
400	507	E	54	48	10	2406	1239	3645	3645	223,94	0,63	0,54	4,58	199,12
400	448	E	51	56	10	2272	1170	3443	3443	212,05	0,90	0,40	4,06	190,61
TOTAL FASE									7088	217,99	0,77	0,47	4,32	194,87

Cuadro 18: Programa producción taladros largos- Noviembre.

PROGRAMA PRODUCCIÓN DICIEMBRE 2015 - TALADROS LARGOS														
Nivel	Tajo	Ala	Metros Minables	Long Ala	Alt. Corte	Veta	TMS			LEYES			VPT US\$	
							Dilucion	Total	Extraid	gr Ag/tm	% Cu	% Pb		% Zn
400	507	E	25	48	10	1114	574	1688	1688	172,27	0,21	0,52	4,52	158,2
400	448	E	15	56	10	668	344	1013	1013	212,05	0,90	0,40	4,06	190,61
TOTAL FASE									2700	192,16	0,55	0,46	4,29	174,41

Cuadro 19: Programa producción taladros largos- Diciembre.

La implementación del nuevo método de minado, de acuerdo a las cifras programadas mensualmente aportaría 7000 tn/mes, cifra que es posible mantener de manera sostenible por la incremento de recursos existentes debajo del Nv 400 (Nv 310, Nv 270, Nv 200).

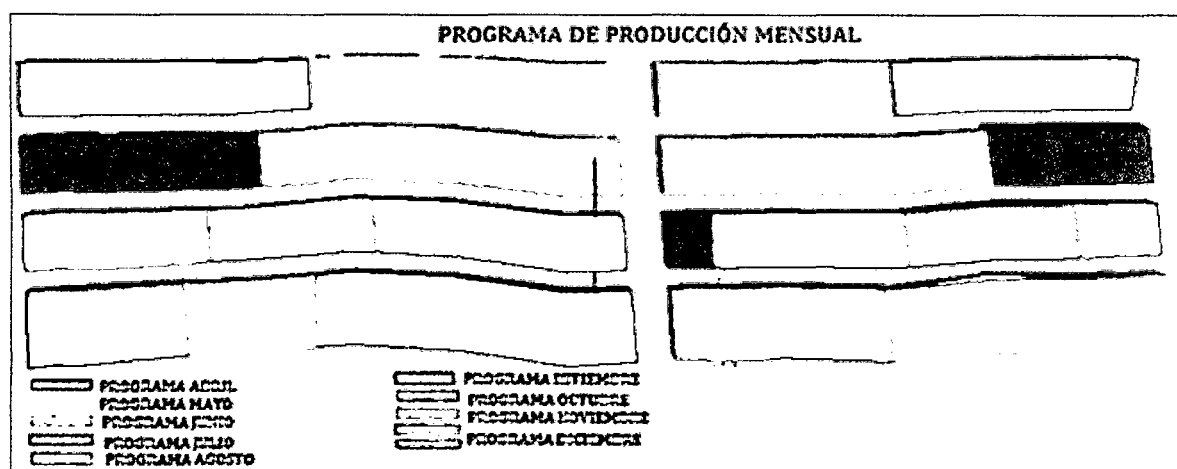


Gráfico 35: Programa de explotación (Avoca continuo)

4.1.3.5.- PROGRAMA DE PRODUCCIÓN CORTE RELLENO MÁS TALADROS LARGOS

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - ABRIL 2014						
MÉTODO	TMS		LEYES			VPT US\$
	Extraid	gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	7014	149,89	0,63	0,53	2,99	175,31
TALADROS LARGOS	4515	180,14	0,80	0,37	4,31	170,98
TOTAL FASE	11530	165,01	0,72	0,45	3,65	173,14

Cuadro 20: Programa producción taladros largos más corte y relleno ascendente- Abril.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS -MAYO 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	LEYES				VPT US\$
		gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	7210	173,26	0,61	0,49	3,23	176,49
TALADROS LARGOS	7004	161,70	0,64	0,37	4,18	155,40
TOTAL FASE	14214	167,48	0,63	0,43	3,70	165,95

Cuadro 21: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Mayo.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - JUNIO 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	LEYES				VPT US\$
		gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	7186	160,91	0,80	0,50	2,89	153,27
TALADROS LARGOS	7000	209,21	1,04	0,35	4,09	170,98
TOTAL FASE	14186	185,06	0,92	0,43	3,49	162,13

Cuadro 22: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Junio.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - JULIO 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	LEYES				VPT US\$
		gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	7472	178,82	0,46	0,64	2,89	154,72
TALADROS LARGOS	7144	230,49	1,22	0,32	3,40	201,19
TOTAL FASE	14616	204,65	0,84	0,48	3,14	177,96

Cuadro 23: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Julio.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - AGOSTO 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	LEYES				VPT US\$
		gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	7650	161,86	0,57	0,59	3,17	144,90
TALADROS LARGOS	7019	177,26	0,52	0,45	4,38	165,20
TOTAL FASE	14669	169,56	0,54	0,52	3,77	155,05

Cuadro 24: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Agosto.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - SETIEMBRE 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	LEYES				VPT US\$
		gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	7,312	156,9	0,5	0,8	3,7	149,9
TALADROS LARGOS	7,041	223,2	1,0	0,4	3,8	197,3
TOTAL FASE	14,353	190,1	0,8	0,6	3,7	173,6

Cuadro 25: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Setiembre.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - OCTUBRE 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
			% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	6960	175,14	0,42	0,74	3,48	187,54
TALADROS LARGOS	7065	231,84	0,62	0,51	4,06	198,70
TOTAL FASE	14025	203,49	0,52	0,63	3,77	193,12

Cuadro 26: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Octubre.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - NOVIEMBRE 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
			% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	6912	168,88	0,42	0,67	3,59	180,11
TALADROS LARGOS	7088	217,99	0,77	0,47	4,32	194,87
TOTAL FASE	14000	193,44	0,60	0,57	3,95	187,49

Cuadro 27: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Noviembre.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - TALADROS LARGOS - DICIEMBRE 2014						
MÉTODO	TMS Extraid	gr Ag/tm	LEYES			VPT US\$
			% Cu	% Pb	% Zn	
CORTE Y RELLENO	12892	153,73	0,45	0,61	3,12	153,24
TALADROS LARGOS	2700	192,16	0,55	0,46	4,29	174,41
TOTAL FASE	15592	172,94	0,50	0,54	3,70	163,82

Cuadro 28: Programa producción taladros largos mas corte y relleno ascendente- Diciembre.

Como se observa en los cuadros anteriores el tonelaje aportado por el método actual (corte y relleno ascendente) fluctúa entre los 7000tn/mes, sin embargo la implementación del nuevo método de explotación incrementara desde los 5000tn/mes hasta los 7000tn/mes, cifra que debe mantenerse sostenible en el tiempo debido a nuevas aéreas de minado aperturada. En suma la producción aportada por los dos métodos fluctuaría entre los 14000 – 15000tn/mes, como muestran los cuadros de producción anteriores.

4.2.- OPERACIONES UNITARIAS

4.2.1.- PERFORACIÓN

Para iniciar la perforación de los taladros de producción, se debe tener en consideración:

- ✓ Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso
- ✓ Tamaño de fragmentación requerida
- ✓ Diámetro del taladro y longitud del taladro
- ✓ Orientación y espaciamiento entre taladros
- ✓ Desviación de perforación

Dichos factores determinan el tipo de máquina perforadora así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos. Es importante el control del % de desviación de los taladros para de esa manera no tener problema con el carguío y salida de estas. También es importante controlar las irregularidades en la perforación como taladros perforados fuera del diseño, taladros desviados.

La perforación de los taladros de producción serán negativos, los taladros que van a los extremos o de contorno se perforaron según la inclinación y a una distancia de 0,4 de la caja techo y 0,3 de la caja piso para aprovechar la optima recuperación de mineral así como mantener la dilución y estabilidad del tajo, para obtener una adecuada perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:

- ✓ Correcta limpieza de las áreas a perforar y señalización
- ✓ Colocación de puntos a perforar y las correspondientes elevaciones y direcciones por el departamento de topografía
- ✓ Precisión de perforación (control de la perforación)
- ✓ Correcta inclinación de los taladros (lectura adecuada del inclinometro)
- ✓ Cumplir con las longitudes de perforación requerida
- ✓ Marcado del taladro después de la perforación

Todos estos puntos deben ser chequeados con una hoja de control de perforación en el cual se indican los taladros, los metros perforados, indicando los metros de mineral y los metros de estéril en el caso de si los hubiera, las fallas, fracturas, fisuras, ángulo de inclinación, numero de barras a perforar, etc.

La malla de perforación se ha determinado en función al modelo matemático de Langerfors. De esta información se tomará como burden, el burden practico. En el cuadro 30 se detalla la obtención del burden y espaciamento. La malla de perforación será reajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las 2 primeras filas de taladros.

Fórmula de Langerfors

Considera además la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, mediante la siguiente fórmula:

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33}\right) * \sqrt{\frac{PxS}{cxfx\frac{E}{B}}}$$

Donde:

B_{max}: burden, en metros.

D: diámetro de broca.

P: grado de compactación que puede estar entre 1,0 y 1,6 kg/dm³.

S: Potencia relativa en Peso del explosivo y está entre 1 – 1.4

C: constante para la roca, generalmente entre 0,45 y 1,0.

Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma C = 0.4, este valor se modifica de acuerdo con:

$$B = 1.4 - 1.5 \text{ m } C^* = C + 0.75$$

$$B < 1.4 \text{ m } C^* = 0.07 / B + C$$

f : factor de fijación. Para taladro vertical el valor es de 1,0

f = 1 tiro vertical

f = 0.9 tiros de 70 grados

f = 0.85 tiros de 63 grados

E: espaciamento entre taladros

E/B: Relación Espaciamento – Burden y puede estar entre 1 a 2

$$\text{Burden práctico} = B * (1 - 0.03 * L)$$

L: longitud del taladro

Empleando valores mostrados, para esta fórmula tenemos:

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	EXAMON V	EXAMON P
Densidad (ρ)	g/cm ³	0.85 ± 3 %	0.84 ± 3 %
Velocidad de detonación (z)	m/s	2900 - 4600	2800 - 4400
Presión de detonación	kbar	34	32
Energía	kcal/kg	1140	1003
Volumen normal de gases	l/kg	920	976
Potencia relativa por peso (Anfo = 100)	%	125	110
Potencia relativa por volumen (Anfo = 100)	%	131	114
Resistencia al agua (Norma Técnica Peruana)		Nula	Nula
Categoría de humos (β)		2	2
Vida útil	meses	12	12

Cuadro 29: Parámetros de rendimiento del Examon-P.

DESEÑO DE MALLA DE PERFORACION SEGÚN LANGERFORS	
PARÁMETROS	
Diametro del taladro (mm)	0,64
Constante de la roca (c)	1,15
Factor de fijación (f)	0,85
Tipo de explosivo	Examon-P
Grado de compactación (P)	0,84
Potencia relativa en peso (S)	1,1
Relación espaciamiento burden (E/B)	1,15
Longitud taladro (L)	10

Cuadro 30 Parámetros de perforación taladros largos (burden-espaciamiento)

CÁLCULO DEL BURDEN PRÁCTICO

PROFUNDIDAD REAL DEL TALADRO (M)

$H = L / \text{Sen}\phi$: ϕ = inclinación del hoyo respecto a la horizontal
 $H = 10 / \text{Sen}(65)$
 $H = 11\text{m}$

BURDEN MÁXIMO

$$B_{max} = \left(\frac{D}{33}\right) * \sqrt{\frac{PxS}{cxfx\frac{E}{B}}}$$

$B_{max} = 1.80\text{m}$

BURDEN PRÁCTICO

$B(\text{práctico}) = B * (1 - 0,03 * L)$
 $B(\text{práctico}) = 1,20\text{m}$

ESPACIAMIENTO(E)

$E_{max} = E/B * B_{máx}$
 $E_{max} = 2.00\text{m}$

4.2.2.-VOLADURA TALADROS LARGOS

Una adecuada selección de explosivos está relacionado a:

- ✓ Tipo de fragmentación de mineral requerido
- ✓ Diámetro de taladro de perforación
- ✓ Burden y espaciamiento de malla de perforación
- ✓ Condiciones geológicas presentes
- ✓ Dureza del mineral

Para el carguío de los taladros se utilizará una cargadora JET-ANOL que inyecta neumáticamente el Anfo a través de una manguera antiestática y rígida hasta el fondo del taladro con el objetivo de mejorar el confinamiento del Anfo y de esta forma aprovechar la máxima potencia y energía del explosivo. Para la voladura de los taladros de producción de usaran los siguientes explosivos y accesorios

- ✓ Examon-P
- ✓ Exagel-E 65 (1" ½ 12")
- ✓ Fulminante no eléctrico (fanel de 15 m)
- ✓ Cordón detonante (3P)
- ✓ Guía de seguridad (Carmex)
- ✓ Mecha rápida.

El carguío se realizará tapando los taladros que hayan comunicado con un saco de yute el cual permitirá que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir la prima (Exagel-E 65 1" ½ x 12") por la parte superior, se carga el taladro con Examon-P a una presión de 65 PSI (en caso sea positivo), de tal manera que el Examon pueda confinarse, después de haber cargado la longitud requerida de Anfo en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguío, dejando un espacio sin cargar que es relleno con un taco de arcilla de 1.0 m. las pruebas de mejora se continuarán haciendo para hacer más eficiente este carguío con la cantidad de cebos adecuados y cantidad de carga adecuada con el uso de equipos que detectan las ondas de detonación de cada taladro y dan un mejor uso de los explosivos y accesorios.

CALCULO FACTOR DE POTENCIA (FP)

$F_p = \text{kg de explosivo / toneladas de mineral roto.... (kg/ton)}$

Cálculo para 2 filas (burden= 1.3)

Ancho rotura = 1.5m

Altura banco = 11m

Filas a romper = 2

Calculo tonelaje roto

Tonelaje roto = $2.6 \times 1.5 \times 11 \times 3.2$

Tonelaje roto = 137ton

Cálculo del consumo de explosivo en 2 filas

Kg (explosivo) = $1.87 \text{kg/m} \times 36 \text{m}$

Kg (explosivo) = 67.3 kg

Cálculo del factor de potencia (kg/ton)

Fp = 67.3 kg/137ton

Fp = 0.49 kg/ton

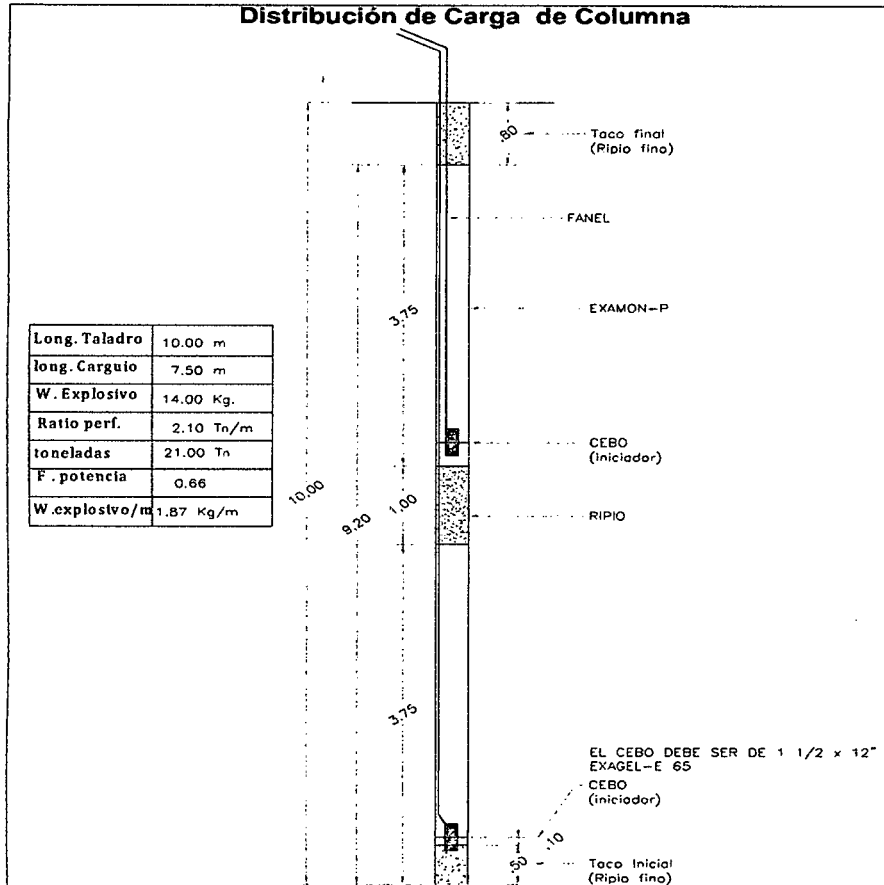


Gráfico 36: esquema de carguío de los taladros de producción (taladros largos)

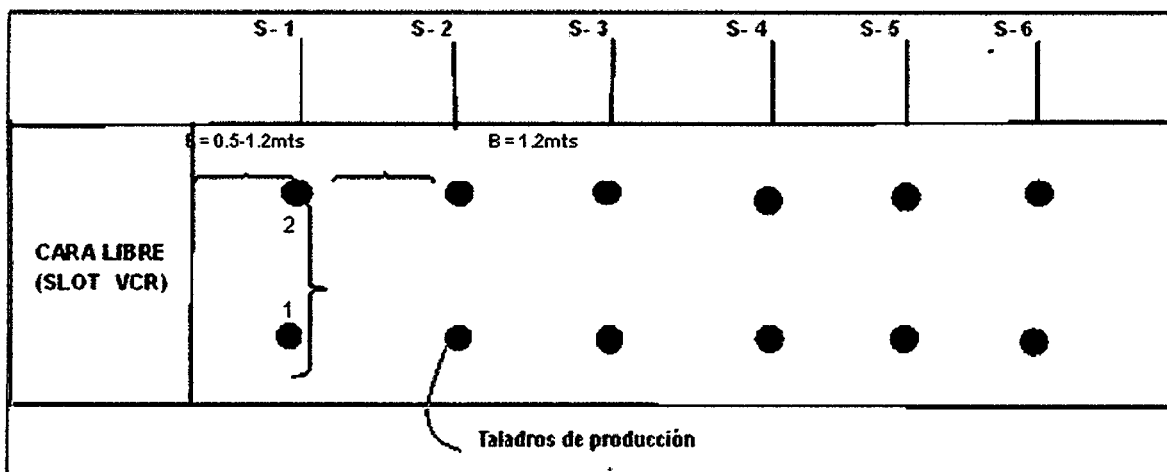


Gráfico 37: Distribución de los taladros de producción.

4.2.3.- SERVICIOS E INFRAESTRUCTURA MINERA -LIMPIEZA MINERAL A CONTROL REMOTO

El acarreo de mineral se realizara con un scoop de 4,2yd³ diesel a control remoto. Debido a que el minado será de manera ascendente para los dos primeros paneles explotados la limpieza será a partir de las ventanas desde Bypass 425 hacia la cámara de carguío que esta a 100m.cuando el minado se traslade al tercero y cuarto panel la limpieza del mineral de realizara en retirada mediante los subniveles conectados al acceso intermedio por donde podrá acceder el equipo de limpieza.

Los subniveles de acuerdo al plan de minado serán de 3 x 3,5m de sección, sección que es suficiente para incorporar en la limpieza al scoop de 4,2 yd³. Para la operación del equipo se revisará constamente las condiciones electrónicas del sistema a control remoto y se capacitará al personal en su manipulación. De acuerdo a la curva de rendimiento del equipo de limpieza (scoop de 4,2 yd³), el ciclo promedio por cada cuchara seria de 5 minutos incrementándose según va explotándose los paneles superiores, por lo que para producir 200 toneladas por guardia, se necesita de 2-3 horas de trabajo del scoop en este tajo. Cifra que indica que está en capacidad el equipo de realizar esta limpieza de mineral así como la limpieza de otras labores.

4.2.4.- RELLENO (BANQUEO CON PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS Y RELLENO POSTERIOR)

Los tajos serán rellenos con relleno detrítico, se estima que la cantidad de relleno para cubrir el tajo en su totalidad será de 22000m³ a una taza de 200m³/mes aproximadamente, debido a que la extracción de desmonte de las labores de preparación y desarrollo de todas las zonas es de 10000m³, no se tendrá problemas ya que una parte del relleno será destinado para el relleno de los tajos con ello disminuyendo la cantidad desmonte destinado a superficie, los cuales serán transportado por volquetes hacia las chimeneas de relleno ubicados a ambos extremos del área de explotación.

El relleno permite la futura recuperación de los pilares estabilizantes o de soporte si los hubiere, la recuperación de los pilares permite la recuperación de hasta del 90 % del mineral. El relleno en este caso reducirá al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia y permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado. Esto a

su vez reduce al mínimo la ocurrencia de explosión de roca o estallido de roca. Las condiciones de minado con la aplicabilidad del método en estudio requiere el soporte inmediato del tajo, para esto el relleno irá en avanzada a partir del los 2 accesos construidos a los extremos de la veta.

4.2.5.- SOSTENIMIENTO.

Para la elección adecuada del sistema de sostenimiento se hace la clasificación del macizo rocoso por dominios estructurales y se identifica los elementos de sostenimiento requeridos, estos elementos de sostenimiento se harán en las labores de desarrollo, preparación de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso, debido a la calidad de la roca, los subniveles de perforación de taladros largos se sostendrán hacia el piso con pernos split set en un ángulo de 45° hacia ambas cajas.

Roca Tipo I: (RMR 81- 100)

- Pernos helicoidales o Hydrabolt de manera puntual

Roca Tipo II: (RMR 61 – 80)

- pernos helicoidales o Hydrabolt de diámetro de 7 pies de longitud sistematico o puntual de acuerdo a la evaluacion geomecanica.

Roca Tipo III: (RMR 41 – 60)

- Para el tipo de roca se requierenn pernos helicoidales y/o pernos hydrabolt de diámetro de 7 pies de longitud, en una malla 1,8 x 1,8 m.
- Malla metálica galvanizada electrosoldada de 10 x 10 cm. en sección completa.

Roca Tipo IV: (RMR 21 – 40)

- Pernos helicoidales de diámetro de 7 pies de longitud, con malla 1,5 x 1,5 m..
- Malla metálica galvanizada electrosoldada de 10 x 10 cm. obligatorio.

- Shotcrete simple y con fibra de acero, con resistencia de 210 kg./cm², de espesor de 2– 3 pulg.

Roca Tipo V: (RMR 00 – 20)

- Shotcrete simple y con fibra de acero preventivo, con resistencia de 210 kg./cm², de espesor de 2– 3pulg.

4.2.6.- TALLER DE MANTENIMIENTO Y EQUIPO PESADO DE MINA

Actualmente se tiene ubicado en interior mina (nivel 460), un taller de mantenimiento con la suficiente dotación de infraestructura para atender oportunamente las necesidades del equipo principal de mina de todos los niveles de operación (nivel 400, nivel 460).

4.2.7.- DRENAJE

En general el manejo de aguas de infiltración se sustenta en el aprovechamiento del sistema de drenaje natural para evitar el bombeo, solo se usara el bombeo (bomba Grindex de 15 hp) hasta llegar con la Rp(-)524 hacia un crucero existente en el nivel 400, está considerado en el diseño de mina la orientación del drenaje principal por los niveles 400 y de este punto baja por una chimenea antigua que conduce al Nv 1700, por donde salen por gravedad a superficie.

4.2.8.- VENTILACIÓN

BALANCE DE VENTILACIÓN CIRCUITO ALAPAMPA

INGRESO DE AIRE

Nivel	Estacion de Monitoreo	m ³ /seg	m ³ /min	CFM	Lugar de medición
575	EMA 25	24,42	1465,2	51,743	BOCA MINA ALAPAMPA
520	EMA 21	6,825	409,5	14,461	RB. GUILLERMINA
520	EMA 20	6,864	411,84	14,544	BOCA MINA COBRIZA
520	EMA 26	7,7	462	16,315	RP. VENECIA
520	EMA 18	26,325	1579,5	55,780	BOCA MINA OMBLA
400	EMA 34	31,395	188,37	6,652	Xc. 553
400	EMA 35	19,24	1154,4	40,767	RP. 900
TOTAL		94,51	462,00	200,263	CFM

Cuadro 31: Balance del circuito de ventilación – zona Alapampa

SALIDA DE AIRE

Nivel	Estación de Monitoreo	m³/seg	m³/min	CFM	Lugar de Medición
575	EMA 36	25,2	1512	53,396	CHAL 426 Superficie
400	EMA 05	41,85	2511	88,675	CHAL 611
400	EMA 01	32,832	1969,92	69,567	XC - 500
TOTAL		82,796	4967,76	211,638	CFM
VARIACION DEL BALANCE				-11,375	CFM

CÁLCULO DE LA NECESIDAD DE AIRE FRESCO EN LA ZONA

1.- POR EL NUMERO DE TRABAJADORES

NIVEL	N° TRABAJADORES / GUARDIA	CANT. AIRE/ TRABAJADOR (m³/min) a mas de 4500 msnm	CAUDAL REQUERIDO	
			(m³/min)	CFM
520	6	6	36.00	1271.32
460	9	6	54	1,907
400	40	6	240	8,475
Otros	18	6	108	3,814
TOTALES	67	6	402	14,196

Fuente: REF. ART. 236 INC. D - D.S. 055-2010 EM

2. POR USO DE EQUIPO DIESEL

EQUIPO	EMPRESA	POTENCIA (HP)	CANTIDAD AIRE (m³/min)	CAUDAL REQUERIDO		FS	CAUDAL (CFM)
				(m³/min)	CFM		
scooptram diesel CATCT36	ARGENTUM	165	3	495	17481	1	17481
scooptram diesel EJC TM11	ARGENTUM	65	3	195	6886	1	6886
Scooptram tramrock TM22	ARGENTUM	202	3	606	21401	1	21401
Scooptram tramrock TM24	ARGENTUM	95	3	285	10065	1	10065
Scooptram tramrock TM26	ARGENTUM	95	3	285	10065	1	10065
Scooptram tramrock TM44	ARGENTUM	95	3	285	10065	1	10065
Jumbo Atlas Copco AC34	ARGENTUM	78	3	234	8264	0,2	1652,8
Kubota Vehiculo Utilitario KU59	ARGENTUM	25	3	75	2649	0,3	794,7
Scooptram Diesel CATCT33	ARGENTUM	165	3	495	17481	1	17481
Scooptram Sanvick SV01	ARGENTUM	165	3	495	17481	1	17481
Jumbo Atlas Copco AC37	ARGENTUM	78	3	234	8264	0,2	1652,8
Jumbo Empemador SB42	ARGENTUM	50	3	150	5297	0,2	1059,4
Jumbo Tamrock TM23	ARGENTUM	74	3	222	7840	0,2	1568
Camion Dumper Pauss PA44	ARGENTUM	221	3	663	23413	0,3	7023,9
Camion Dumper Pauss PA41	ARGENTUM	221	3	663	23413	0,3	7023,9
Kubota Vehiculo Utilitario KU58	ARGENTUM	20	3	60	2119	0,3	635,7
Volquetes	ARGENTUM	800	3	2400	84755	1	84755
TOTAL		2614	51	7842	276939	11	217069

3.- POR EL USO DE EXPLOSIVOS

VELOCIDAD (M/MIN)	CANT. NIVELES	SECCIÓN TÍPICA 3.5 * 3.5 (m ²)	CAUDAL REQUERIDO	
			(m ³ /min)	CFM
20	6	12.25	1470	51,912
Fuente: REF. ART. 236 INC. D - D.S. 055-2010 EM				
REQUERIMIENTO TOTAL DE AIRE FRESCO ZONA ALAMPAMPA			231,285	CFM

COBERTURA DE VENTILACIÓN

Requerimiento total de aire fresco

	m ³ /min	CFM
TOTAL	660	231,285

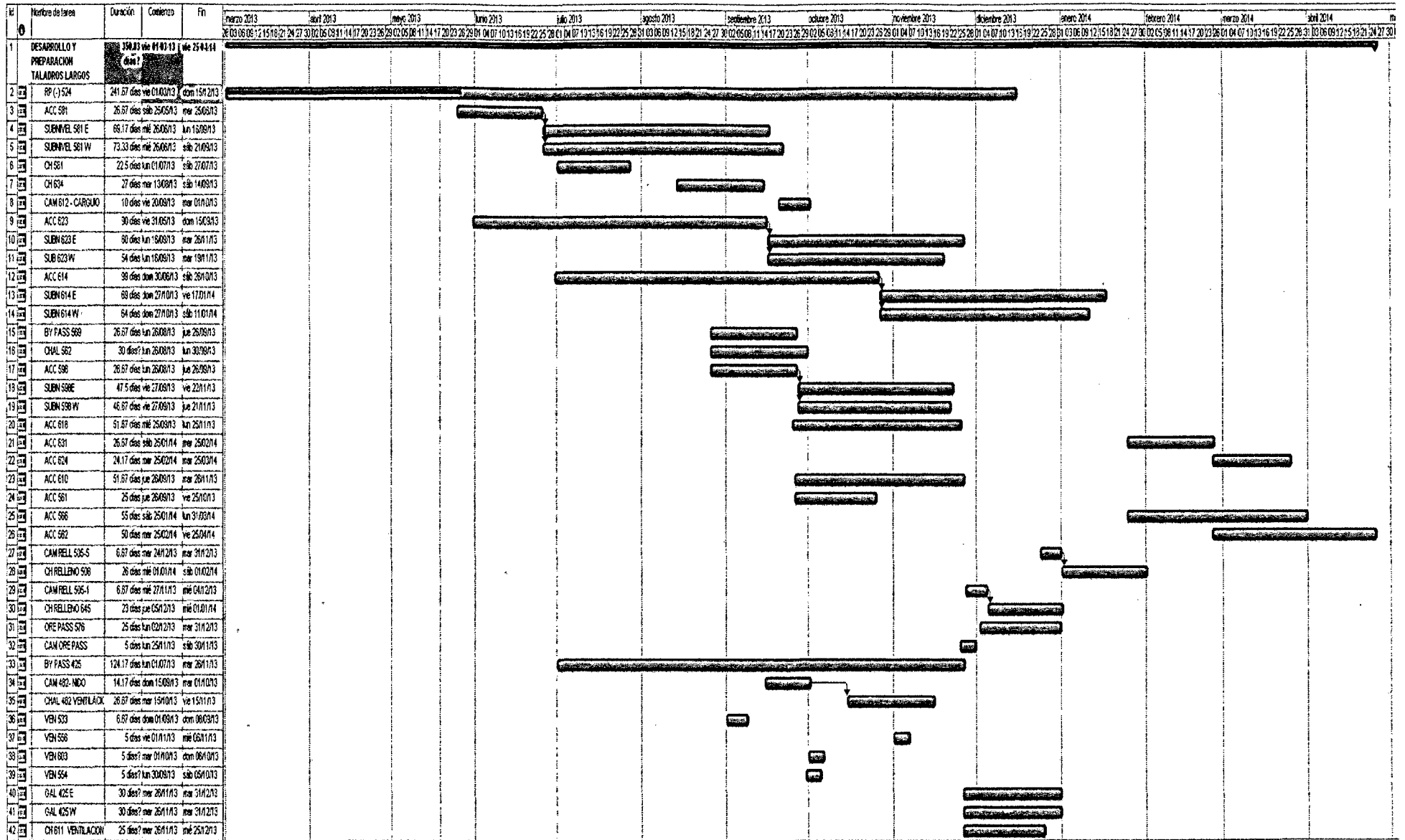
Total de aire que ingresa a la Zona

	m ³ /min	CFM
TOTAL	3102	200,263

COBERTURA DE VENTILACION	87	%
--------------------------	----	---

4.3.- CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN E INVERSIONES

4.3.1.- CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE LABORES DE DESARROLLO, PREPARACIÓN



4.3.2.- PROGRAMA DE INVERSIONES EN PREPARACION, DESARROLLO Y PRODUCCION

PROGRAMA DE INVERSIONES EN DESARROLLO Y PREPARACION METODO MINAPI AVOLA CONTINUO (US\$)														
	Mar-13	Abr-13	May-13	Jun-13	Jul-13	Ago-13	Sep-13	Oct-13	Nov-13	Dic-13	Ene-14	Feb-14	Mar-14	Abr-14
RP 1524	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490	\$37,490				
ACC 381				\$38,092										
SN 381 E					\$27,950	\$27,950	\$27,950							
SN 381 W					\$27,950	\$27,950	\$27,950							
ICH 381					\$8,160									
ICH 034						\$9,600								
IN CAMARA CARGUO								\$27,120						
ACC 023					\$13,055	\$13,055	\$13,055							
SN 023 E								\$28,090	\$28,090	\$28,090				
SN 023 W								\$28,090	\$28,090	\$28,090				
ACC 004						\$12,949	\$12,949	\$12,949						
SN 004 E									\$28,140	\$28,140	\$28,140			
SN 004 W									\$28,140	\$28,140	\$28,140			
RP 009							\$39,444							
ACC 008							\$17,290							
SN 008 E								\$28,090	\$28,090	\$28,090				
SN 008 W								\$28,090	\$28,090	\$28,090				
ACC 018									\$17,201					
ACC 021									\$14,532	\$14,532				
ACC 020									\$14,575	\$14,575				
ACC 010									\$15,312	\$15,312	\$15,312			
ACC 001										\$15,088	\$15,088			
ACC 006												\$22,935	\$22,935	
ACC 002													\$20,385	\$20,385
CAM REFINO 305										\$6,696				
ICH REFINO 305											\$51,508			
CAM REFINO 005									\$8,370					
ICH REFINO 005											\$31,263			
RP ASS 425					\$23,696	\$23,696	\$23,696	\$23,696						
GA 413 E											\$28,450	\$28,450	\$28,450	
GA 413 W											\$28,450	\$28,450	\$28,450	
VENTANAS						\$9,470		\$9,470		\$9,470		\$9,470		
IN CAMARA CARGUO														
MINERAL PLANTA					\$9,000	\$9,000	\$9,000	\$9,000	\$9,000	\$9,000	\$9,000	\$9,000	\$9,000	
DISPONIBLE SUPERFICIE	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000	\$11,000
MISCELLANEO	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200	\$21,200
SUBTOTAL	\$69,690	\$69,690	\$69,690	\$107,782	\$179,501	\$203,360	\$268,144	\$237,165	\$317,321	\$354,266	\$236,288	\$130,505	\$132,420	\$52,585
TOTAL (US\$)														\$2,428,407

4.3.3.- PROGRAMA DE INVERSIONES DE CAPITAL

PROGRAMA DE INVERSIÓN CAPITAL - MÉTODO MINADO AVOCA CONTINUO (US\$) - INVERSIÓN OPERATIVO									
MESES	Abr-94	May-94	Jun-94	Jul-94	Ago-94	Sep-94	Oct-94	Nov-94	Dic-94
CONELAR	4515	7004	7000	7144	7019	7041	7065	7088	2700
PERFORACION	\$11,965.76	\$18,560.60	\$18,550.00	\$18,931.60	\$18,600.35	\$18,658.65	\$18,722.25	\$18,783.20	\$7,155.00
BOCALORA	\$8,263.15	\$12,817.32	\$12,810.00	\$13,073.52	\$12,844.77	\$12,885.03	\$12,928.95	\$12,971.04	\$4,941.00
LIMPIEZA	\$9,482.30	\$14,708.40	\$14,700.00	\$15,002.40	\$14,739.90	\$14,786.10	\$14,836.50	\$14,884.80	\$5,670.00
RELLENO DE TRENES	\$14,765.30	\$22,903.08	\$22,890.00	\$23,360.88	\$22,952.13	\$23,024.07	\$23,102.55	\$23,177.76	\$8,829.00
TRANSPORTE	\$9,391.99	\$14,568.32	\$14,560.00	\$14,859.52	\$14,599.52	\$14,645.28	\$14,695.20	\$14,743.04	\$5,616.00
TRUCKS INESS	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00	\$4,000.00
PROCESAMIENTO	\$32,375.28	\$50,218.68	\$50,190.00	\$51,222.48	\$50,326.23	\$50,483.97	\$50,656.05	\$50,820.96	\$19,359.00
PLANEAMIENTO	\$14,900.76	\$23,113.20	\$23,100.00	\$23,575.20	\$23,162.70	\$23,235.30	\$23,314.50	\$23,390.40	\$8,910.00
GRUPO	\$13,862.22	\$21,502.28	\$21,490.00	\$21,932.08	\$21,548.33	\$21,615.87	\$21,689.55	\$21,760.16	\$8,289.00
MANTENIMIENTO ORGAN	\$52,378.42	\$81,246.40	\$81,200.00	\$82,870.40	\$81,420.40	\$81,675.60	\$81,954.00	\$82,220.80	\$31,320.00
MANTENIMIENTO ELECT	\$31,833.44	\$49,378.20	\$49,350.00	\$50,365.20	\$49,483.95	\$49,639.05	\$49,808.25	\$49,970.40	\$19,035.00
ADMINISTRACION	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30	\$39,346.30
SEGURIDAD MEDICA ABIB	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40	\$9,489.40
SUBTOTAL	\$252,054.31	\$361,852.18	\$361,675.70	\$368,028.98	\$362,513.98	\$363,484.62	\$364,543.50	\$365,558.26	\$171,959.70
TOTAL (US\$)									\$2,971,671.23

4.4.- EVALUACION ECONOMICA

4.4.1.- FLUJO ECONOMICO (FLUJO DE CAJA)

FLUJO DE CAJA PARA EL PROYECTO																							
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	
INVERSION INICIAL					3747	3747	3747	3747	3747	3747	3747			4515.38	7004.00	7000.00	7144.00	7019.00	7041.00	7065.00	7088.00	2700.00	
RENTAS					120.00	119.00	115.00	124.00	150.00	142.00	132.00	157.00	150.00	170.98	155.40	170.98	201.19	165.20	197.32	198.70	194.87	174.41	
INGRESOS					\$449,640	\$445,893	\$430,905	\$464,620	\$562,050	\$532,074	\$494,604	\$380,357		\$772,044	\$1,088,455	\$1,196,866	\$1,437,330	\$1,159,562	\$1,389,335	\$1,403,804	\$1,381,209	\$470,895	
COSTO DESARROLLO Y OPERACIONES	-\$69,690	-\$69,690	-\$69,690	-\$107,782	-\$179,501	-\$203,360	-\$268,144	-\$237,165	-\$317,321	-\$354,266	-\$236,288	-\$130,505	-\$132,420	-\$52,585									
COSTO PRODUCCION CAPITAL														\$62,384	-\$94,562	-\$94,510	-\$96,372	-\$94,756	-\$95,040	-\$95,350	-\$95,648	-\$38,911	
RENTA DE LA TIERRA	-\$69,690	-\$69,690	-\$69,690	-\$107,782	\$270,139	\$242,533	\$162,761	\$227,463	\$244,729	\$177,808	\$258,316	\$249,852	-\$132,420	\$781,843	\$993,893	\$1,102,356	\$1,340,958	\$1,064,806	\$1,294,295	\$1,308,454	\$1,285,561	\$431,984	
GASTOS ADMINISTRATIVOS	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346	-\$39,346
UTILIDAD OPERATIVA	-\$109,036	-\$109,036	-\$109,036	-\$147,128	\$230,793	\$203,186	\$123,414	\$188,116	\$205,383	\$138,461	\$218,969	\$210,506	-\$171,767	\$742,497	\$954,547	\$1,063,010	\$1,301,612	\$1,025,460	\$1,254,948	\$1,269,107	\$1,246,215	\$392,638	
COSTO PROCESOS														-\$145,350	-\$225,459	-\$225,330	-\$229,965	-\$225,942	-\$226,650	-\$227,422	-\$228,163	-\$86,913	
RENTA MEDIO AMBIENTE	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489	-\$9,489
VALOR DE LOS BIENES	-\$118,525	-\$118,525	-\$118,525	-\$156,617	\$221,303	\$193,697	\$113,925	\$178,627	\$195,894	\$128,972	\$209,480	\$201,016	-\$181,256	\$587,657	\$719,599	\$828,191	\$1,062,157	\$790,029	\$1,018,809	\$1,032,196	\$1,008,563	\$296,236	
VALOR DE LOS BIENES	-\$35,558	-\$35,558	-\$35,558	-\$46,985	-\$66,391	-\$58,109	\$34,177	\$53,588	\$58,768	\$38,692	-\$62,844	-\$60,305	\$54,377	-\$176,297	-\$215,880	-\$248,457	-\$318,647	-\$237,009	-\$305,643	-\$309,659	-\$302,569	-\$88,871	
VALOR NETO	-\$154,083	-\$154,083	-\$154,083	-\$203,603	\$154,912	\$135,588	\$148,102	\$232,215	\$254,662	\$167,664	\$146,636	\$140,712	-\$126,879	\$411,360	\$503,719	\$579,734	\$743,510	\$553,020	\$713,166	\$722,537	\$705,994	\$207,365	
TASA	12%																						
FACTO	0.08333	0.16667	0.25000	0.33333	0.41667	0.50000	0.58333	0.66667	0.75000	0.83333	0.91667	1.00000	1.08333	1.16667	1.25000	1.33333	1.41667	1.50000	1.58333	1.66667	1.75000	1.83333	
FACTO	0.99	0.98	0.97	0.96	0.95	0.94	0.94	0.93	0.92	0.91	0.90	0.89	0.88	0.88	0.87	0.86	0.85	0.84	0.84	0.83	0.82	0.81	
VALOR DE LOS BIENES	-\$152,635	-\$151,200	-\$149,779	-\$196,055	\$147,767	\$128,118	\$138,628	\$215,317	\$233,911	\$152,554	\$132,167	\$125,635	-\$112,220	\$360,413	\$437,186	\$498,430	\$633,230	\$466,567	\$596,022	\$598,177	\$578,988	\$168,462	
VALOR DE LOS BIENES																						\$4,849,685.85	
TASA																						22%	

4.4.2.- ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

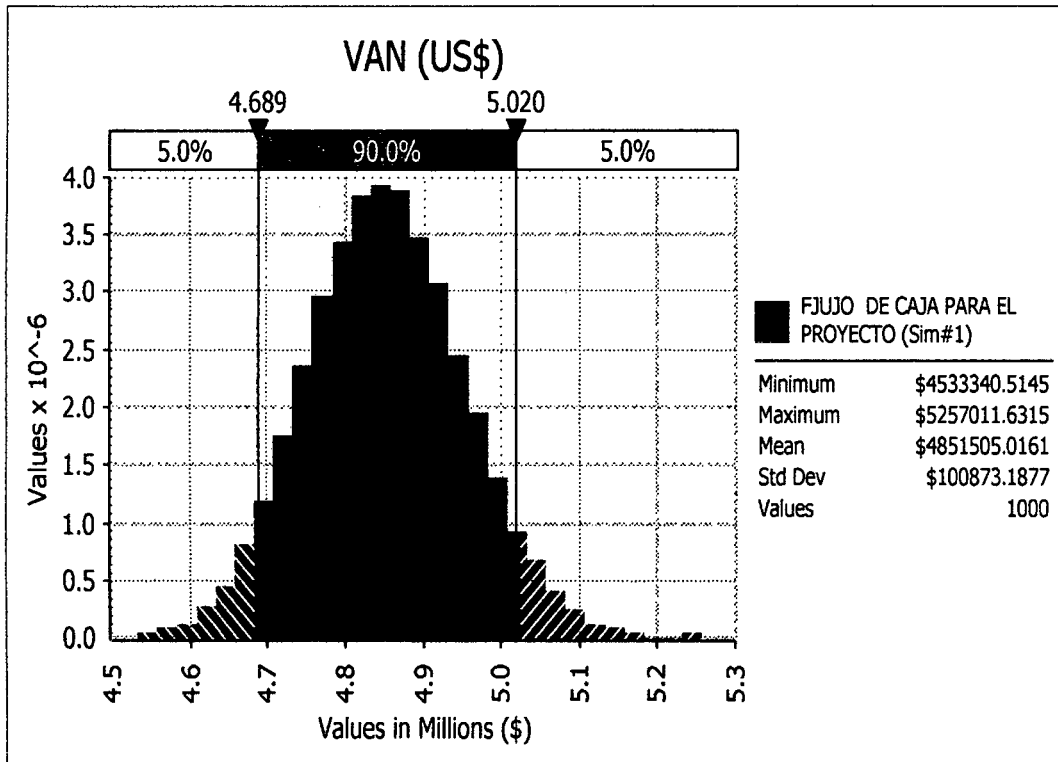


Gráfico 38: Análisis probabilístico VAN (US\$)

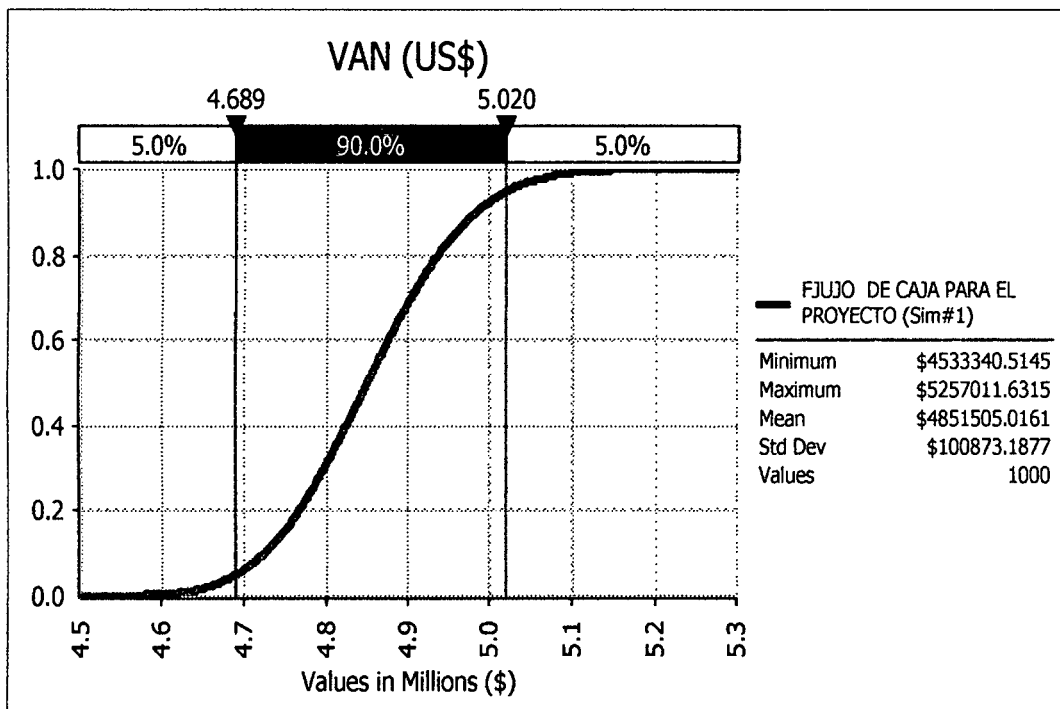


Gráfico 39: Frecuencia acumulada del VAN (US\$)

CONCLUSIONES

1. Desde el punto de vista de la calidad del Macizo Rocoso, en el sector donde se aplicara el método de explotación en estudio, se presenta un dominio de calidad de Roca regular a buena (III) para la roca encajonante (techo y piso) y de calidad mala (IV) para la mineralización, bajo estas condiciones naturales del yacimiento, la aplicación del método en evaluación es favorable para su aplicación.
2. Para la explotación del área seleccionada, la veta se fraccionara en 8 paneles de 1,8 m de potencia, 100 de longitud y los bancos de perforación serán de 13 m en el panel 1 y 2 y de 10 m en los paneles restantes.
3. El uso del modelo matemático de Mathew y Potvin (1988), nos permitió determinar las dimensiones mínimas y máximas de minado, gracias a esta información podremos limitar el corte de mineral así como decidir el momento necesario del relleno para así evitar subsidencias en el tajeo.
4. Con la finalidad de comprobar los resultados obtenidos con el “Método Grafico de Estabilidad” se ha realizado una serie de simulaciones numéricas de los esfuerzos y deformaciones que ocurrirían en la masa rocosa remanente (caja techo, piso y corona), en cada uno de los sectores considerando la simultaneidad de las excavaciones y evaluar las condiciones de estabilidad tanto a nivel local y global de la mina. Con las dimensiones de los tajeos de 1,8 m de ancho y 11 m de altura y 50 m de longitud, las condiciones de estabilidad son aceptables ya que en cada simulación arroja factores de seguridad por encima de 1. El sostenimiento a aplicar en esta zona es obligatorio si se quiere explotar hasta una longitud de 60 m como máximo. Para longitudes mayores a 60 m se debe dejar un pilar escudo y poder continuar con el minado.
5. El proyecto de la I fase cuenta con 86500 toneladas de reservas probadas con valores promedio de Ag 161 gr/ton, %Cu 0,64, %Pb 0,37, %Zn 4,18 con un VPT promedio de 155,40 (US\$/ton).

6. La implementación del método nos permitirá incrementar la producción en un 200% y la reducción de costo de minado de 49,42 a 33,14 US\$/ton, incrementando el margen operativo en 16,28 US\$/ton, El análisis económico en el escenario medio, con un VPT de 150 (US\$/ton) y una tasa del 12 %, indica un VAN de US\$ 4 489000 y una TIR de 22 %.

7. El programa de preparaciones y desarrollo considera un horizonte de 1,17 años para la primera fase con un programa de explotación hasta 2 años. Así mismo el monto de la inversión en preparaciones y desarrollo asciende a US\$ 2428000 y una inversión en capital de US\$ 2971000

8. Como parte del análisis de sensibilidad del proyecto se realizó la simulación Montecarlo de las variables más importantes y sensibles en el cálculo de las cifras económicas, considerando un VPT medio de 157 y una desviación de 28, así como una media en la tasa de actualización de 12% con una desviación de 1.8%, el proyecto soporta un VAN de US\$ 5020000 con un 95% de probabilidad en el mejor de los casos.

RECOMENDACIONES

1. Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de característica estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos sólo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.
2. De acuerdo al avance de las labores de preparación, será necesario tomar la información de la presencia del agua en los subniveles debido a que el efecto principal de la presencia del agua dentro de la masa rocosa es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad, por lo que es importante evaluar las características de presencia del agua.
3. Se tendrá que llevar un registro del comportamiento mecánico estructural del tajo para tomar decisiones en el corto o largo plazo.
4. De acuerdo al dimensionamiento del tajo, la longitud máxima a minarse será de 50 m con alturas bancos de 10 m. una vez minado unos 25 m ya se podrá empezar a rellenar el tajo para evitar futuras subsidencias.
5. Debido a que la mineralización de la veta Morro Solar profundiza y se tienen planes de continuar el minado con taladros largos en niveles inferiores, como se fraccionara el tajo en paneles, una vez aperturado un nuevo tajo se tendrá que realizar un registro histórico del comportamiento del tajo en cada dimensionamiento y plotear esta información del comportamiento una vez minado en el gráfico de estabilidad de Mathews, para de esa manera ir descifrando las futuras dimensiones de los tajos en niveles inferiores.
6. Sera necesario contar con disponibilidad inmediata de relleno, para una vez minado el tajo, empezar a rellenar y neutralizar el estrés de las cajas.

7. Se tendrá que realizar el levantamiento topográfico de cada tajo minado, para de esta manera verificar el nivel de dilución ejecutado al igual que la recuperación en el minado.
8. Realizar los controles y monitoreo de los rendimientos de los equipos de limpieza, perforación, relleno, y voladura para de esa manera realizar un plan de minado más ajustado y consistente con la realidad.
9. Para cada panel en explotación, contara con su secuencia de minado donde se considere, ciclos de perforación, voladura, limpieza, relleno así como accesos de limpieza y puntos de relleno.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Clasification” Willey – Interscience Publication -1989.
- DCR INGENIEROS S.R.LTDA. Informe de Estudio Geomecánico para el Minado de Marcapunta Norte – Mina Colquijirca. Setiembre del 2008.
- EDICIONES UGRAF - Guías Metodológicas para los Planes y tesis de Maestría. 1era Edición, Lima – Perú, 2004.
- GEOESTADISTICA.COM - soluciones en la evaluación de Recursos y proyectos de inversión, planeamiento de operaciones.
- HOEK E., KAISER P., BAWDEN W. “Support of Underground Excavations in Hard Rock” A.A. Balkema 1995.
- HOEK E. “Practical rock engineering” Rocscience, 2002
- ORACLE CRYSTAL BALL, Enterprise performance Management, Fusion Edition distribuciones de probabilidad
- PAN AMERICAN SILVER PERÚ S.A.C. Evaluación Geomecánica del Sostenimiento de Veta Morro Solar (Marzo 17, 2009)
- PAN AMERICAN SILVER – Bolivia - Estudio de factibilidad Mina San Vicente, 2008.

ANEXOS

ANEXO 1: PROGRAMA DE PRODUCCIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Abril

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - ABRIL 2014																		
NIVEL	VEETA	TIPO LAB.	TAJO	ALA	M. MINABLE	M. MINADO	ANCHOS		ALT. DILUCIÓN	CORT	TMS VETA	TMS DILUCIÓN	TMS TOTAL	LEYES			VPT US\$	
							VEETA	DILUCIÓN						gr Ag/tm	%Cu	%Pb	%Zn	
460	MORRO SOLAR	TJ	311	E	12	1,5	0,89	0,61	3	103	59	162	130,9	0,1	0,6	2,3	142,5	
460	MORRO SOLAR	TJ	311	W	36	2	1,8	0,2	3	622	58	680	93,1	0,2	0,4	3,6	124,3	
460	MORRO SOLAR	TJ	448	E	36	2,3	2,2	0,1	3	760	29	789	213,6	1,3	0,9	3,1	247,1	
460	MORRO SOLAR	TJ	448	W	56	3,2	3,08	0,12	3	1656	54	1710	301,3	1,5	0,7	4,0	330,0	
460	MORRO SOLAR	TJ	480	E	44	2,15	2,03	0,12	3	857	43	900	94,9	0,2	0,5	3,1	121,0	
460	MORRO SOLAR	TJ	507	W	20	1,5	1,08	0,42	3	207	68	275	61,6	0,5	0,4	2,8	95,7	
460	MORRO SOLAR	TJ	507	E	8	1,5	1,17	0,33	3	90	21	111	112,6	0,2	0,3	2,3	124,7	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	448	W	20	1,5	1,04	0,46	4	266	99	366	89,3	0,6	0,3	1,7	108,9	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	448	E	40	2	1,75	0,25	4	896	108	1004	228,9	1,4	0,7	3,3	261,2	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	622	E	40	2	1,9	0,1	4	973	43	1016	172,7	0,4	0,6	3,8	197,5	
TOTAL FASE												7014	149,9	0,6	0,5	3,0	175,3	

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Mayo

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - MAYO 2014																		
NIVEL	VEETA	TIPO LAB.	TAJO	ALA	M. MINABLE	M. MINADO	ANCHOS		ALT. DILUCIÓN	CORT	TMS VETA	TMS DILUCIÓN	TMS TOTAL	LEYES			VPT US\$	
							VEETA	DILUCIÓN						gr Ag/tm	%Cu	%Pb	%Zn	
460	MORRO SOLAR	TJ	311	E	65,52	1,82	1,6	0,22	3	570	64	634	106,37	0,09	0,54	3,45	120,76	
460	MORRO SOLAR	TJ	448	E	147,28	2,63	2,51	0,12	3	1,392,00	54	1,446	314,94	1,48	0,66	2,52	290,51	
460	MORRO SOLAR	TJ	448	W	85,32	2,37	2,2	0,17	3	784	50	834	202,72	0,66	0,45	5,49	221,96	
460	MORRO SOLAR	TJ	480	E	96,8	2,2	2,03	0,17	3	884	61	945	92,73	0,15	0,53	2,99	107,06	
460	MORRO SOLAR	TJ	507	W	58,52	2,09	2,03	0,06	4	750	18	768	185,21	1,13	0,92	3,81	205,45	
460	MORRO SOLAR	TJ	507	E	12,16	1,52	1,17	0,35	3	93	23	116	111,10	0,18	0,26	2,23	110,47	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	448	W	30	1,5	1,1	0,4	4	290	86	376	144,80	0,78	0,25	1,47	138,00	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	448	E	80,4	2,01	1,49	0,52	4	787	225	1,012	232,02	0,67	0,43	3,40	221,56	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	622	E	82,8	2,07	1,93	0,14	4	1,019,00	60	1,079	169,49	0,35	0,39	3,68	172,67	
TOTAL FASE												7210	173,26	0,61	0,49	3,23	176,49	

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Junio.

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - JUNIO 2014																		
NIVEL	VEETA	TIPO LAB.	TAJO	ALA	M. MINABLE	M. MINADO	ANCHOS		ALT. DILUCIÓN	CORT	TMS VETA	TMS DILUCIÓN	TMS TOTAL	LEYES			VPT US\$	
							VEETA	DILUCIÓN						gr Ag/tm	%Cu	%Pb	%Zn	
460	MORRO SOLAR	TJ	311	E	28	0,9	0,75	0,15	4	277	45	322	89,62	0,17	1,04	4,88	122,17	
460	MORRO SOLAR	TJ	311	W	36	1,51	1,26	0,25	4	599	97	696	68,07	0,08	0,39	3,59	86,24	
460	MORRO SOLAR	TJ	448	E	35	1,7	1,5	0,2	2	347	38	385	248,79	2,28	0,25	1,54	219,62	
460	MORRO SOLAR	TJ	448	W	35	2,25	2,18	0,07	2	504	13	517	297,83	1,6	0,5	3,4	261,32	
460	MORRO SOLAR	TJ	480	E	44	1,55	1,47	0,08	4	854	38	892	92,42	0,12	0,59	2,9	98,12	
460	MORRO SOLAR	TJ	622	E	28	1,85	1,37	0,48	4	506	145	651	82,73	0,35	0,41	2,95	94,19	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	448	E	52	1,24	1,04	0,2	4	714	112	826	291,43	1,11	0,31	1,96	231,94	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	448	W	36	1,24	1,04	0,2	4	494	78	572	165,61	1,41	0,44	2,62	163,43	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	507	W	52	1,2	0,9	0,3	4	618	168	786	93,92	0,47	0,36	2,21	95,54	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	507	E	40	1,2	0,9	0,3	4	475	130	605	86,25	0,57	0,65	2,4	97,49	
FERME	MORRO SOLAR	TJ	622	E	32	2,28	1,9	0,38	4	803	131	934	253,33	0,65	0,54	3,36	215,92	
TOTAL FASE												7,186	160,91	0,80	0,50	2,89	153,27	

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Julio 2014

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - JULIO 2014																	
NIVEL	VEA	TIPO LAB.	TAJO ALA	M.	ANCHOS		ALT	TMS		TMS	LEYES			VPT/US			
				MINABLE	MINADO	VEA	DILUCIÓN	CORT	VEA	DILUCIÓN	TOTAL	gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn		
460	MORRO SOLAR	TJ	311	E	48	1,4	1,13	0,27	4	716	140	856	65,85	0,08	0,38	3,47	80,19
460	MORRO SOLAR	TJ	311	W	32	1	0,75	0,25	4	317	86	403	54,91	0,07	0,41	2,93	68,15
460	MORRO SOLAR	TJ	480	E	44	2,28	1,61	0,67	3	701	239	940	68,81	0,09	0,44	1,53	64,36
460	MORRO SOLAR	TJ	507	W	36	2,35	2,1	0,25	4	998	97	1095	186,39	0,9	0,87	3,56	174,15
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	E	52	2,17	2,04	0,13	4	1400	73	1473	363,74	0,59	1,01	3,3	282,48
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	W	20	1,25	0,92	0,33	4	243	71	314	94,77	0,88	0,38	1,38	89,52
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	W	52	1,7	1,4	0,3	4	961	168	1129	98,73	0,25	0,48	2,27	93,05
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	E	28	1,2	0,9	0,3	4	333	91	424	86,25	0,57	0,65	2,4	92,32
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	622	E	32	2	1,9	0,1	4	803	35	838	328,49	0,74	0,62	3,83	262,97
TOTAL FASE											7,472,00	178,82	0,46	0,64	2,89	154,72	

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Agosto 2014

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - AGOSTO 2014																	
NIVEL	VEA	TIPO LAB.	TAJO ALA	M.	ANCHOS		ALT	TMS		TMS	LEYES			VPT/US			
				MINABLE	MINADO	VEA	DILUCIÓN	CORT	VEA	DILUCIÓN	TOTAL	gr Ag/tm	% Cu	% Pb	% Zn		
460	MORRO SOLAR	TJ	311	E	60	1,4	1,13	0,27	4	656	128	784	145,29	0,25	0,43	3,07	127,6
460	MORRO SOLAR	TJ	311	W	44	0,85	0,6	0,25	4	158	54	212	58,59	0,13	0,52	4,45	86,44
460	MORRO SOLAR	TJ	480	E	20	2	1,61	0,39	2	468	93	561	88,55	0,1	0,5	2,46	85,15
460	MORRO SOLAR	TJ	507	W	46	2,3	2,18	0,12	4	1324	60	1384	180,31	0,67	0,67	3,51	161,98
460	MORRO SOLAR	TJ	622	E	25	1,35	1,2	0,15	2	198	20	218	155,22	0,84	0,37	1,72	128,36
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	E	20	1,8	1,58	0,22	4	417	48	465	118,97	1,03	0,66	3,07	124,62
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	W	52	2,25	2	0,25	4	1373	140	1513	320	0,56	0,95	3,04	245,33
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	W	28	1,6	1,4	0,2	4	517	60	577	118,59	1,02	0,66	3,5	128,39
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	E	50	1,55	1,4	0,15	4	924	81	1005	121,94	0,37	0,55	3,48	120
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	622	E	32	2,25	2	0,25	4	845	86	931	311,11	0,69	0,58	3,38	241,13
TOTAL FASE											7,650	161,857	0,566	0,589	3,168	144,9	

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Setiembre 2014

PROGRAMA PRODUCCIÓN TAJOS CORTE Y RELLENO - SETIEMBRE 2014																	
NIVEL	VEA	TIPO LAB.	TAJO ALA	M.	ANCHOS		ALT	TMS		TMS	LEYES			VPT/US			
				MINABLE	MINADO	VEA	DILUCIÓN	CORT	VEA	DILUCIÓN	TOTAL	gr Ag/tm	Cu	Pb	Zn		
400	SAN LUIS	TJ	315	E	33	0,8	0,41	0,39	3	134	104	238	138,89	0,59	1,29	3,28	139,34
400	SAN LUIS	TJ	607		48	0,8	0,5	0,3	3	238	117	355	156,25	1,17	1,45	3,31	160,13
400	SAN LUIS	TJ	651		60	0,8	0,45	0,35	3	267	170	437	148,5	0,96	1,18	3,54	151,88
460	MORRO SOLAR	TJ	311	W	44	1,4	1,13	0,27	4	656	128	784	51,66	0,15	0,47	3,32	70,85
460	MORRO SOLAR	TJ	480	E	40	1,5	1,2	0,3	4	634	130	764	73,83	0,1	0,49	2,85	79,7
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311	W	50	2	1,8	0,2	2	594	54	648	231,3	0,56	0,4	4,03	194,19
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311	E	23	1,9	1,7	0,2	3	258	25	283	90,28	0,22	0,68	5,99	123,8
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	E	25	2	1,7	0,3	3	421	61	482	100,28	0,23	0,68	4,99	135
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	W	52	1,7	1,5	0,2	4	1030	112	1142	395	1,24	1,31	2,46	299,54
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	W	28	1,65	1,45	0,2	4	536	60	596	105,86	0,35	0,75	4,39	120,6
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	E	50	1,2	0,96	0,24	4	634	130	764	104,76	0,26	0,79	3,47	110,15
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	622	E	32	2	1,67	0,33	4	705	114	819	285,65	0,48	0,6	2,51	214,11
TOTAL FASE											7,312	156,86	0,53	0,84	3,68	149,94	

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Octubre 2014.

PROGRAMA PRODUCCIÓN CORTES Y RELLENO - OCTUBRE 2014																	
NIVEL	VETA	TIPO LAB	TAJO	ALA	M	ANCHOS		ALT	TMS		TMS TOTAL	gr Ag/m	LEVES			VPT/US	
						MINABLE	MINAD		VETA	DIRECCIÓN			VETA	DIRECCIÓN	Ca		Pb
400,0	SAN LUIS	TJ	606,0	E	80,0	0,9	0,8	0,2	2,0	396,0	65,0	500,0	140,6	0,5	0,5	1,5	137,7
460,0	MORRO SOLAR	TJ	311,0	W	32,0	1,1	0,7	0,2	4,0	313,0	124,0	550,0	63,9	0,2	0,4	3,7	95,8
460,0	MORRO SOLAR	TJ	480,0	E	36,0	1,3	1,0	0,2	4,0	489,0	86,0	575,0	91,5	0,1	0,2	1,5	90,8
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311,0	E	23,0	1,9	1,7		4,0	516,0	50,0	566,0	90,3	0,2	0,7	6,0	144,2
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311,0	W	50,0	2,3	1,8	0,5	4,0	1188,0	275,0	1463,0	200,3	0,2	0,3	3,5	198,3
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448,0	E	58,0	1,8	1,4	0,4	4,0	1064,0	263,0	1327,0	323,3	1,1	1,1	1,7	299,2
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507,0	E	32,0	1,3	1,2		4,0	490,0	48,0	538,0	133,9	0,4	0,9	4,7	168,3
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507,0	W	50,0	1,5	1,2		4,0	818,0	140,0	958,0	96,3	0,3	1,5	6,3	162,6
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	622,0	W	32,0	1,1	0,7	0,3	4,0	308,0	118,0	483,0	234,0	0,5	0,5	2,4	120,6
TOTAL FASE												6960	175,1	0,4	0,7	3,5	187,5

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Noviembre 14

PROGRAMA PRODUCCIÓN CORTES Y RELLENO - NOVIEMBRE 2014																	
NIVEL	VETA	TIPO LAB	TAJO	ALA	M	ANCHOS		ALT	TMS		TMS TOTAL	gr Ag/m	LEVES			VPT/US	
						MINABLE	MINAD		VETA	DIRECCIÓN			VETA	DIRECCIÓN	Ca		Pb
400,0	SAN LUIS	TJ	606,0	E	130	0,8	0,46	0,34	1,5	296	179	475	179,73	0,67	0,52	1,37	168,71
460,0	MORRO SOLAR	TJ	311,0	W	32	1,1	0,86	0,24	4	363	83	446	70,76	0,13	0,35	3,16	92,02
460,0	MORRO SOLAR	TJ	480,0	E	36	1,5	1,1	0,4	4	523	156	679	122,2	0,18	0,61	3,61	139,74
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311,0	E	20	1,25	0,52	0,73	4	137	158	295	73,38	0,35	0,12	4,14	104,87
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311,0	W	52	1,69	1,44	0,25	4	988	140	1128	55,53	0,14	0,3	6,42	112,57
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448,0	E	10	1,64	1,24	0,4	4	164	43	380	280,09	0,73	0,86	3,09	267,47
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448,0	W	58	2,06	1,72	0,34	4	1317	213	1530	378,36	0,82	1,06	2,8	343,35
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507,0	E	40	1,72	1,32	0,4	4	697	173	870	197,49	0,51	0,48	4,3	208,12
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507,0	W	32	1,92	1,58	0,34	4	667	118	785	130,32	0,25	1,17	3,83	156,33
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	622,0	W	24	1,65	1,58	0,07	2,5	313	11	324	200,95	0,46	1,2	3,21	207,94
TOTAL FASE												6,912	168,881	0,424	0,667	3,593	180,112

Programa producción corte y relleno ascendente semi mecanizado – Diciembre 2014

PROGRAMA PRODUCCIÓN CORTES Y RELLENO - DICIEMBRE 2014																	
NIVEL	VETA	TIPO LAB	TAJO	ALA	M	ANCHOS		ALT	TMS		TMS TOTAL	gr Ag/m	LEVES			VPT/US	
						MINABLE	MINAD		VETA	DIRECCIÓN			VETA	DIRECCIÓN	Ca		Pb
460,0	MORRO SOLAR	TJ	311	W	25	1,1	0,89	0,21	4	294	57	351	272,66	1,15	0,28	1,89	241,42
460,0	MORRO SOLAR	TJ	480	W	40	1,80	1,7	0,1	4	870	43	914	59,53	0,08	0,49	2,87	79,3
460,0	MORRO SOLAR	TJ	480	E	36	2,1	1,9	0,2	4	876	78	953	59,53	0,08	0,49	2,87	79,3
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311	E	50	1,9	1,7	0,2	4	1122	108	1230	161,46	0,22	0,64	6,64	195,41
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	311	W	40	1,7	1,5	0,32	4	768	138	906	132,12	0,33	0,43	4,46	151,59
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	W	52	1,7	1,5	0,2	4	1030	112	1142	395	1,24	1,31	2,46	299,54
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	448	W	20	1,8	1,6	0,2	3	307	32	340	118,52	0,59	0,64	1,71	121,44
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	E	40	1,7	1,58	0,12	4	834	52	886	75,15	0,21	1,03	3,36	104,37
FERMEI	MORRO SOLAR	TJ	507	W	20	2,5	2,3	0,2	4	589	43	632	143,31	0,37	0,46	2,82	144,92
310	MORRO SOLAR	VANCHI	VARI		150	3,5	2,2	1,3	3,5	3696	1843	5539	120	0,25	0,35	2,07	115,07
TOTAL FASE												12,892	153,73	0,45	0,61	3,12	153,24

ANEXO 2: ANÁLISIS DE PROCESOS UNITARIOS

Precio unitario de perforación de taladros largos- Equipo Boomer 281 Atlas Coppco.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS TALADROS LARGOS							
PARTIDA :	Perforación taladros largos	Rendimiento	259.20 ton./gdia.				
UNIDAD DE MEDIDA :	ton.	longitud de barra perforación	1.52 m	5.00 pies			
ELABORADO POR	Alan Rojas	longitud promedio taladro	10.00 m	32.81 pies			
UNIDAD DE PRODUCCION :	Morococha	Nº taladros perforados dia	6.00				
TIPO DE MATERIAL :	Mineral	Nº taladros perforados dia	6.00				
DUREZA DE MATERIAL :	Media	Factor de carga	0.35 Kg/ton				
INCLUYE :	Boomer 281 atlas coppco	Peso especifico de material	3.20 ton/m3				
		Horas por guardia	10.28 hrs				
		Horas efectivas por guardia	9.00 hrs				
FECHA DE ELABORACION :	ene-13						
Item	Descripción	Cant.	Und.	P.U. (US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA						
	Operador boomer 281	10.28	hh	7.42	76.30	0.294	
	Ayud. Operador	10.28	hh	5.19	53.33	0.206	
	Bodeguero	4.00	hh	5.56	22.23	0.086	
	Tecnico en perforacion y voladura	9.00	hh	8.60	77.40	0.299	
	Electricista	4.00	hh	8.60	34.40	0.13	
	Jefe de guardia	2.00	hh	16.22	32.45	0.125	1.14
2.10	MATERIALES						
	BROCA 64 mm (m. perf)	0.131	und	93.00	12.21	0.047	
	BARRA DE 5' (m. Perf.)	0.025	und	291.00	7.16	0.028	
	Adaptador piloto	0.014	und	224.00	3.15	0.012	
	Copas de afilado	0.020	jgo	158.00	3.11	0.012	
	Aguzadora	0.000	und	1,500.00	0.74	0.003	
	Accesorios de tubería (Valvulas, Tees, Codo	1	Glb	5.50	5.50	0.021	
	Tubos PVC	6	Und	3.00	18.00	0.069	
	Tableros eléctricos distribución	0.007	Glb	750.00	5.25	0.020	
	Tableros eléctricos arrancador	0.003	Glb	1,000.00	3.00	0.012	
	Conectores trifasicos	0.29	Glb	70.00	20.30	0.078	
	Cables electricos	0.00	ml	0.00	0.00	0.000	
	Manguera de lona 2" 100 psi	1.50	ml	7.00	10.50	0.041	
	Manguera de lona 1" 100 psi	1.50	ml	3.42	5.13	0.020	
	Aceite de perforación	0.50	gin	8.96	4.48	0.017	0.38
2.30	Herramientas						
	Implementos de Seguridad Normal y agua	39.56	hh	0.24	9.494	0.037	
	iluminacion	1.00	und	21.15	21.150	0.082	
	Herramientas manuales	1.00	gdia	4.38	4.380	0.017	
3.00	EQUIPOS						
	Boomer 281 electrohidraulico	9.00	hm	22.00	198.00	0.764	
	Lampara + cargador	39.56	hh	0.13	5.14	0.020	0.78
COSTO DIRECTO							2.31
GASTOS GENERALES			15.0%				0.35
COSTO TOTAL							2.65
							US\$ /ton.

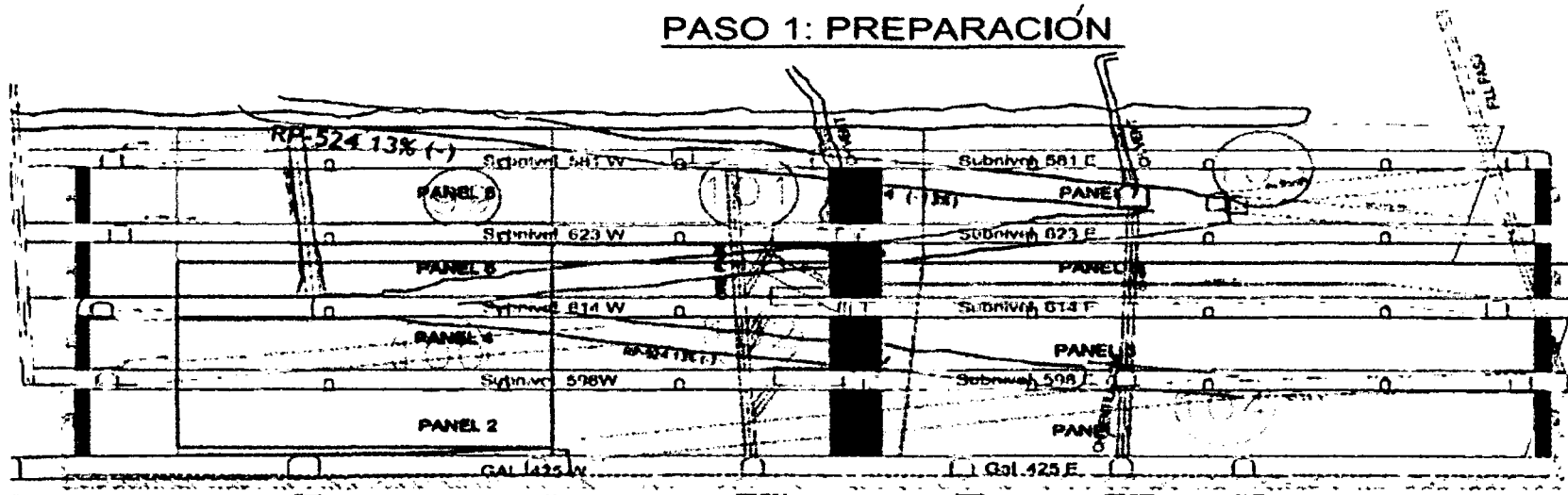
Precio unitario de limpieza de mineral por tonelada con scoop de 4.2 yd³.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS TALADROS LARGOS								
PARTIDA :	Limpieza	mineral disparado	200.00 ton./gdia.					
UNIDAD DE MEDIDA :	ton.	rendimiento scooptram	55.00 ton/hr					
ELABORADO POR	Alan Rojas	Horas por guardia	9.00 hrs					
UNIDAD DE PRODUCCION :	Morocho	Peso esocifico de material	3.20 ton/m ³					
TIPO DE MATERIAL :	Mineral							
DUREZA DE MATERIAL :	Media							
INCLUYE:	Scoop R 1300 4.2 yd ³ limpieza hasta 120							
FECHA DE ELABORACION :	ene-13							
Item	Descripción	Cant.	Und.	incidencia	P.U. (US\$)	Parcial	S-Total	Total
1.00	MANO DE OBRA							
	Operador Scoop	10.28	hh	4.01	7.42	29.75	0.149	
	ayudante	10.28	hh	4.01	7.42	76.28	0.381	0.53
2.30	Herramientas							
	Implementos de Seguridad Normal y ag	8.02	hh		0.24	1.92	0.010	
	Herramientas manuales	1.00	gdia		4.38	4.38	0.022	
	Lampara + cargador	8.02	hh		0.13	1.04	0.005	0.25
	iluminacion	2	un		21.15	42.30	0.212	
3.00	EQUIPOS							
	Scooptram de 4.2 yd ³	4.00	hm		120.00	480.00	2.400	
	Control Remoto	4.00	hm		23.36	93.44	0.467	2.87
	COSTO DIRECTO							3.65
	GASTOS GENERALES			15.0%				0.55
	COSTO TOTAL			US\$ /ton.				4.19
Los precios unitarios no incluyen IGV								

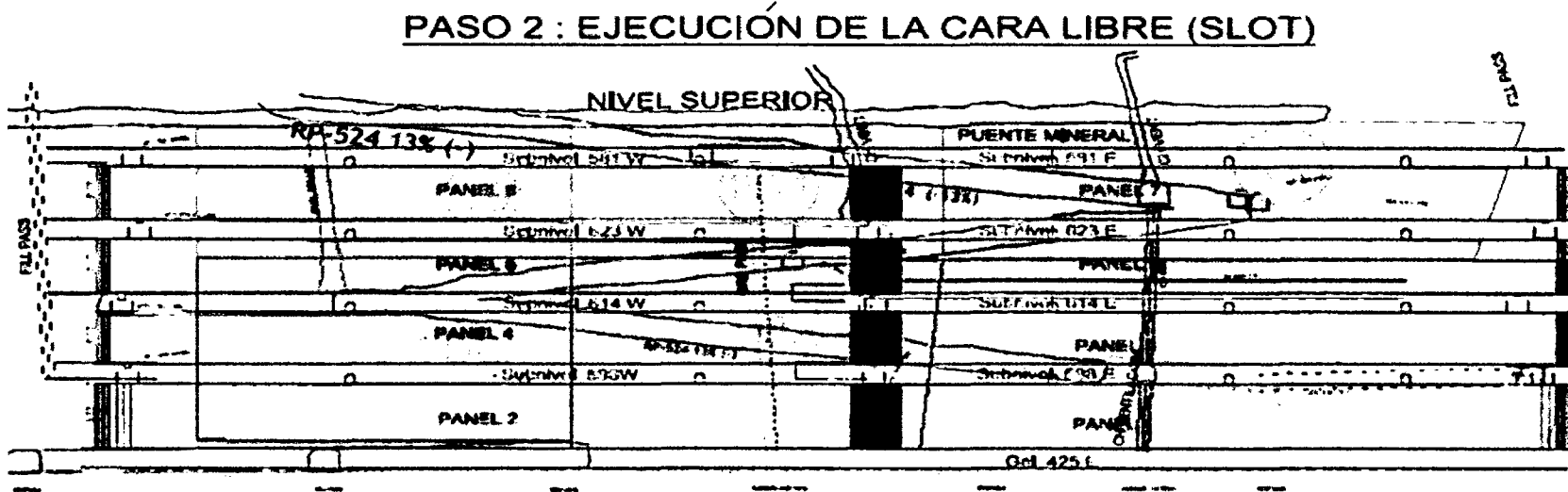
Precio unitario de carguío y voladura de taladros largos.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS										
PARTIDA :		Voladura Taladros largos		Rendimiento		178.20 ton./gdia.				
UNIDAD DE MEDIDA :		ton.		longitud de barra perforación		5.00 pies		1.52 m		
ELABORADO POR		Alan Rojas		longitud promedio tal		32.15 pies		9.80 m		
UNIDAD DE PRODUCCION :		Morococho		Nº taladros perforados		6.00				
TIPO DE MATERIAL :		Mineral		Nº taladros disparados		4.00				
DUREZA DE MATERIAL :		Media		Factor de carga		0.35 Kg/ton				
INCLUYE:		explosivo		Horas por guardia		10.28 hrs				
				peso específico mineral		3.20 ton/m ³				
				horas efectivas por guardia		9.00 hrs				
FECHA DE ELABORACION :		ene-13								
Item	Descripción	Cant.	Und.	incidencia	P.U. (US\$)	Parcial	S-Total	Total		
1.00	MANO DE OBRA									
	Cargador / disparador	10.28	hh	5.14	7.42	38.14	0.214			
	Ayudante Cargador	10.28	hh	5.14	5.42	27.86	0.156			
	Tecnico en perforacion y voladura	5.00	hh	2.50	8.60	21.50	0.121			
	Jefe de guardia	4.00	hh	0.80	16.22	12.98	0.073		0.56	
2.10	MATERIALES									
	examon-P	57.60	Kg		1.92	110.59	0.621			
	Fanel (15m)	8.00	pieza		3.38	27.04	0.152			
	Pentacord (3p)	6.00	m		0.21	1.26	0.007			
	ExageL-E65 1" 1/2 x 12"	16.00	cartuchos		0.93	14.88	0.084			
	carmex (9ft)	1.00	pieza		0.61	0.61	0.003		0.87	
2.30	Herramientas									
	Implementos de Seguridad Normal y ag	29.56	hh		0.24	7.09	0.040			
	Herramientas manuales	1.00	gdia		4.38	4.38	0.025		0.06	
3.00	EQUIPOS									
	Jet Anol	3.00	hh		5.00	15.00	0.084			
	lampara + cargador lampara	13.58	hh		0.13	1.77	0.010		0.09	
COSTO DIRECTO								1.59		
GASTOS GENERALES		15.0%								0.24
COSTO TOTAL		US\$ /ton.								1.83
Los precios unitarios no incluyen IGV										

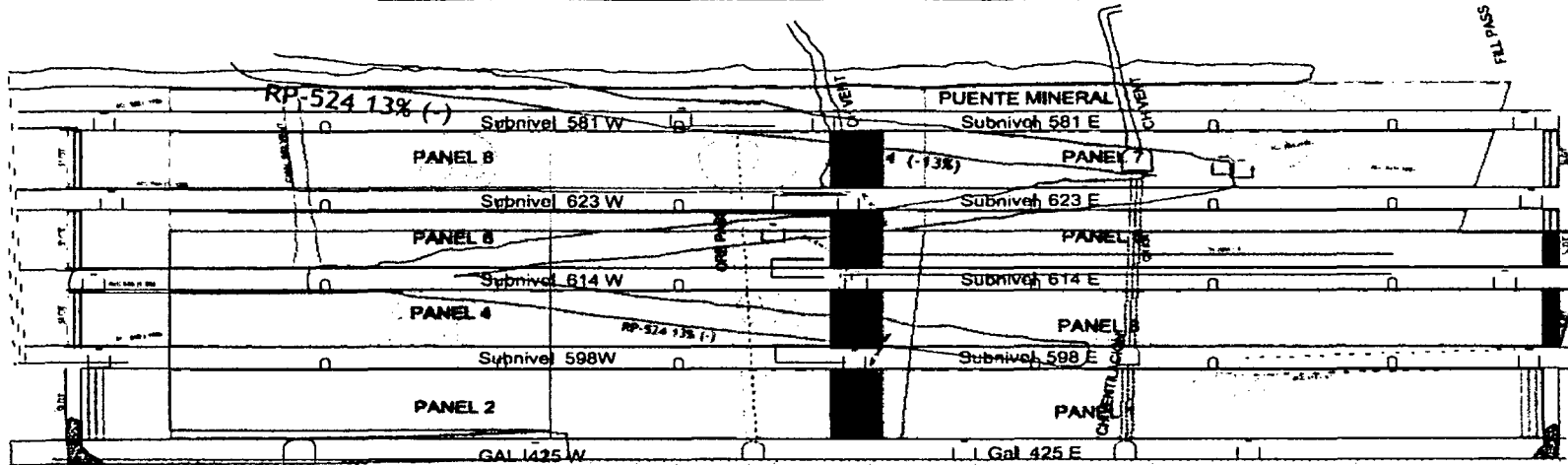
ANEXO 3: SECUENCIA DE MINADO
PASO 1: PREPARACIÓN



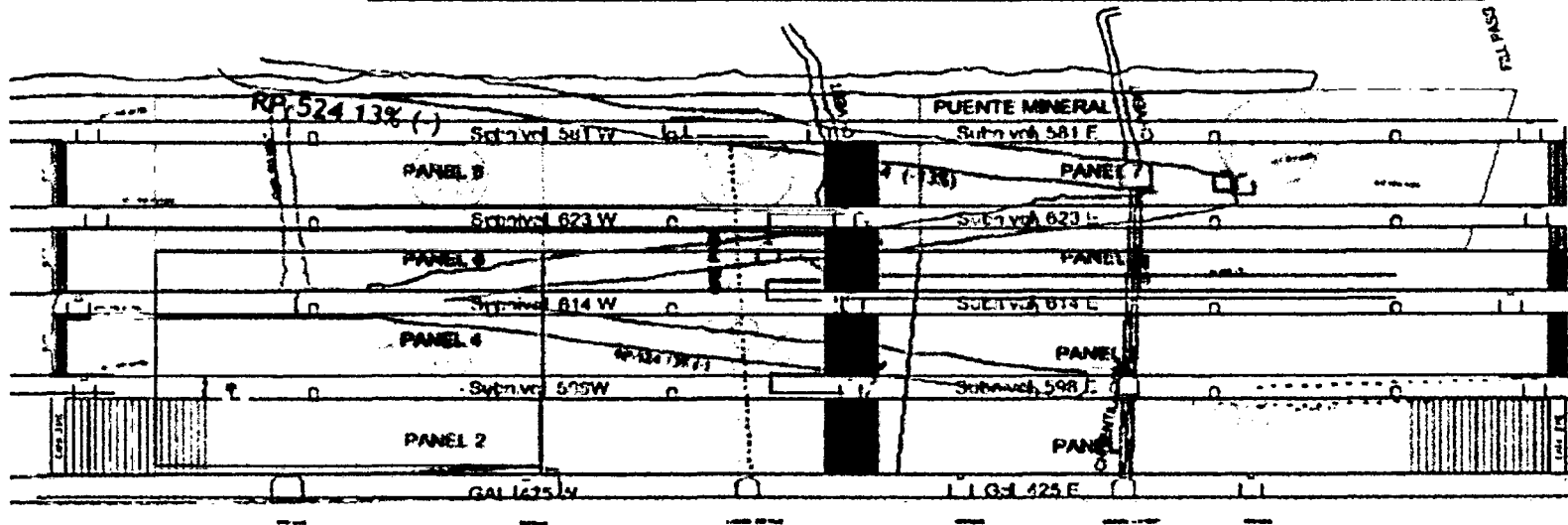
PASO 2: EJECUCIÓN DE LA CARA LIBRE (SLOT)



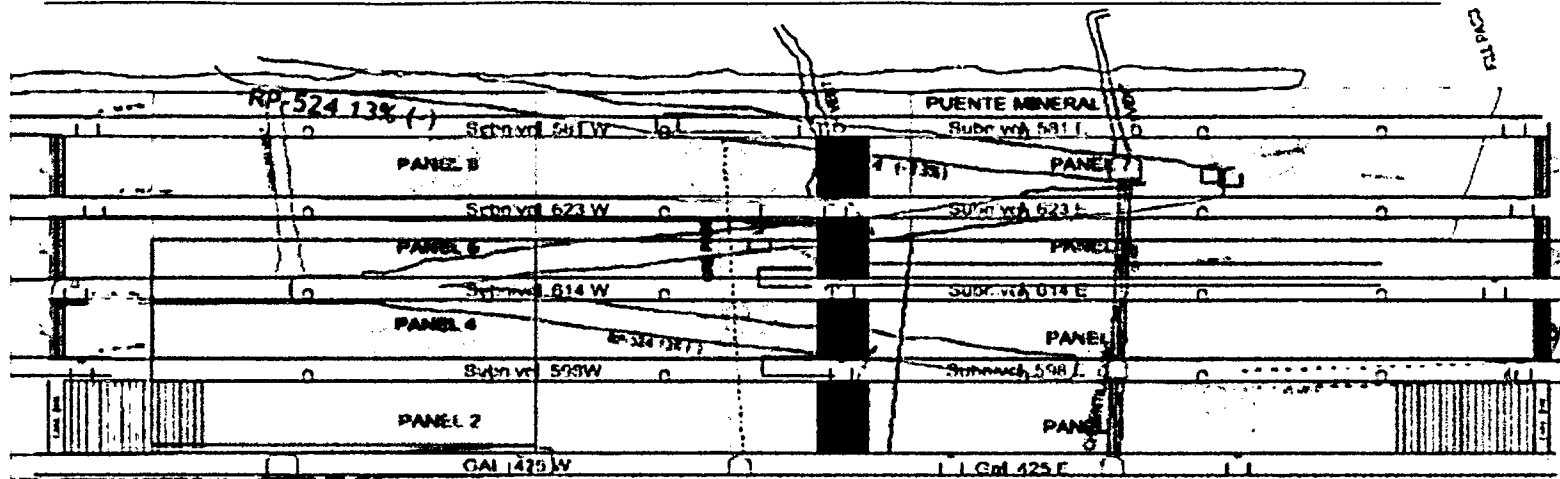
PASO 3: LIMPIEZA DE LA CARGA DEL SLOT



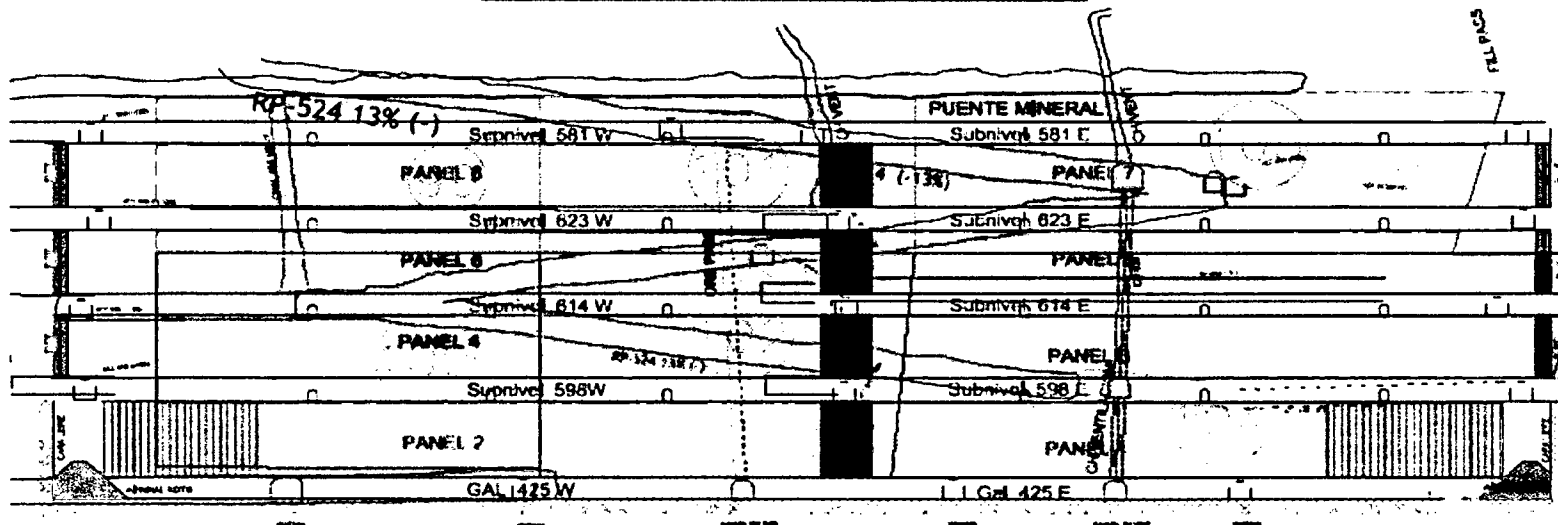
PASO 4: ACUMULACIÓN DE TALADROS DE PRODUCCIÓN



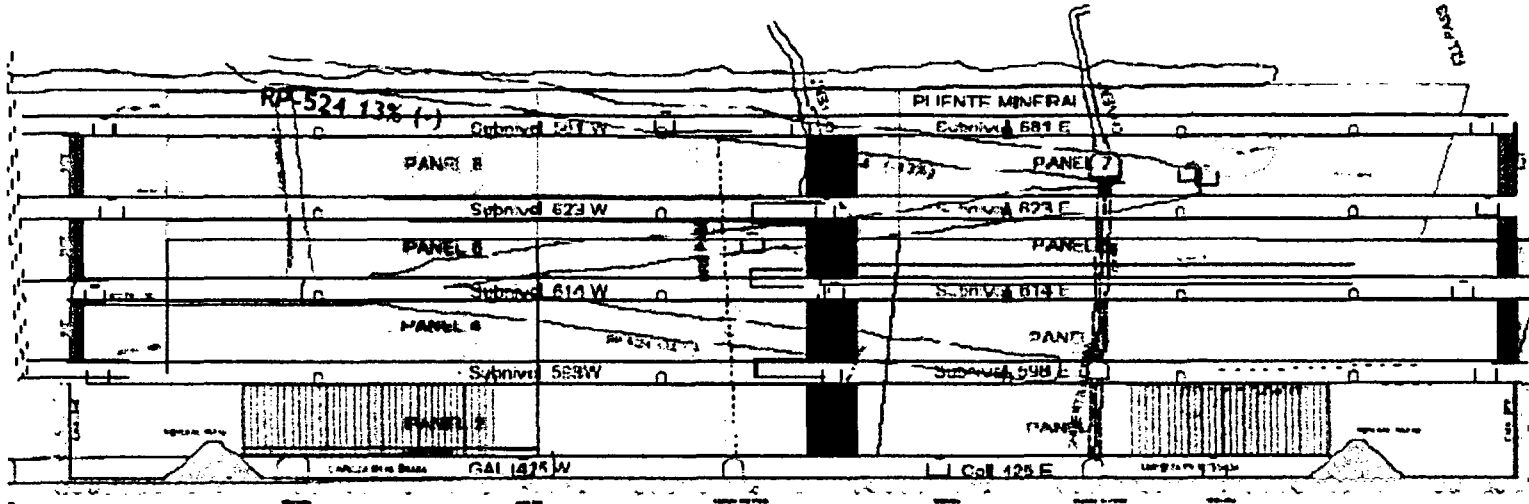
PASO 5: CARGUÍO Y VOLADURA DE LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN



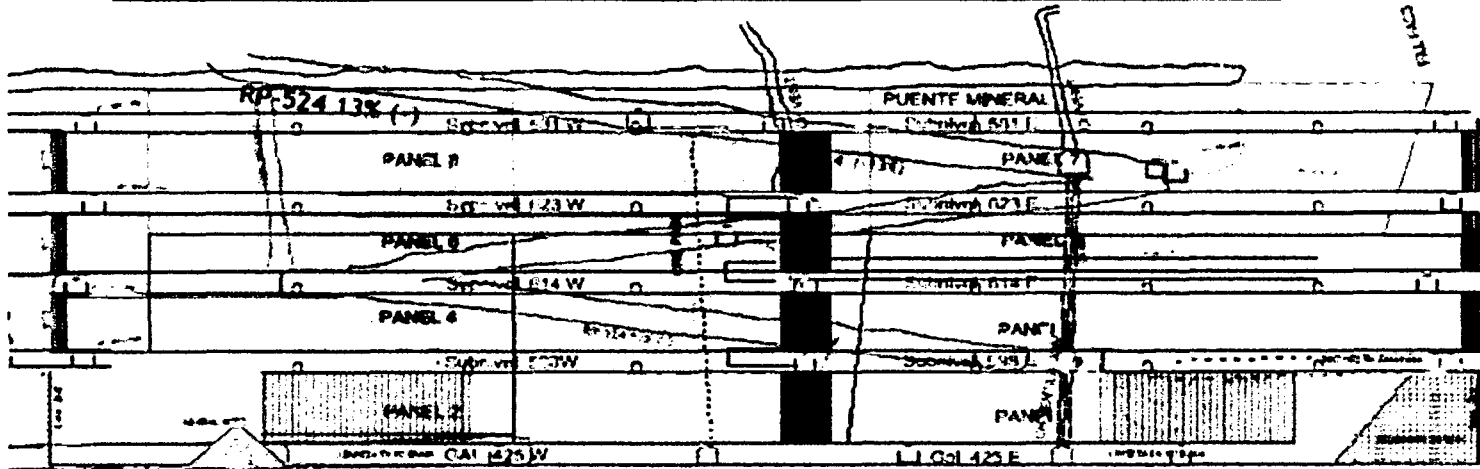
PASO 6: LIMPIEZA DE MINERAL



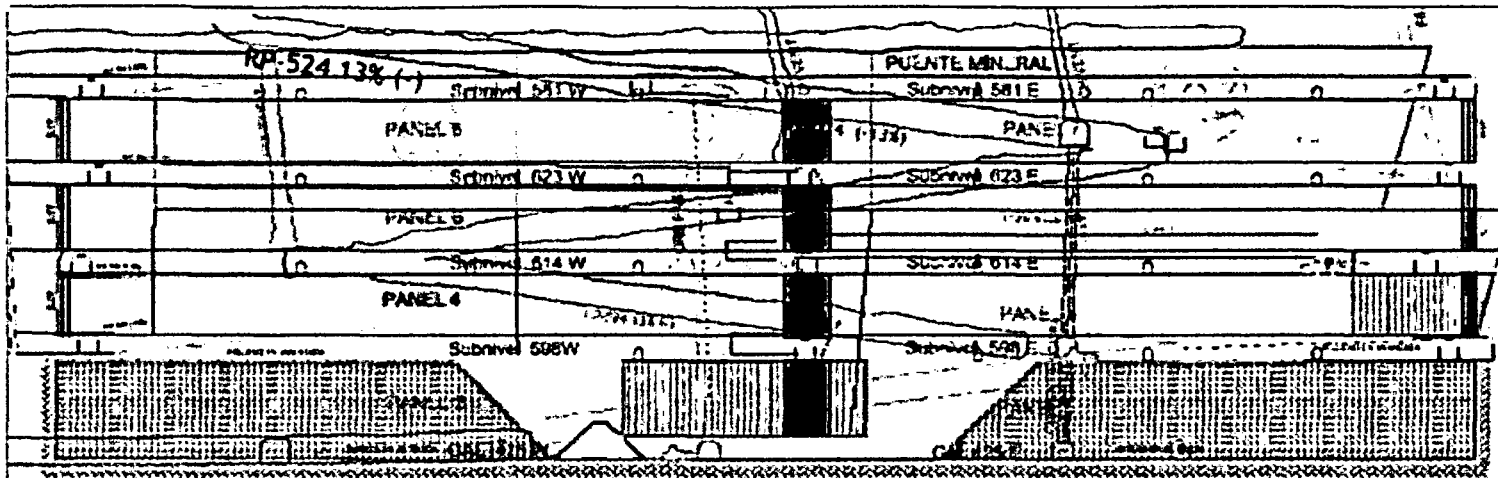
PASO 7: ESQUEMA DEL RESUMEN DE LOS PASOS A REPETIR (PASO 4,5 Y 6)



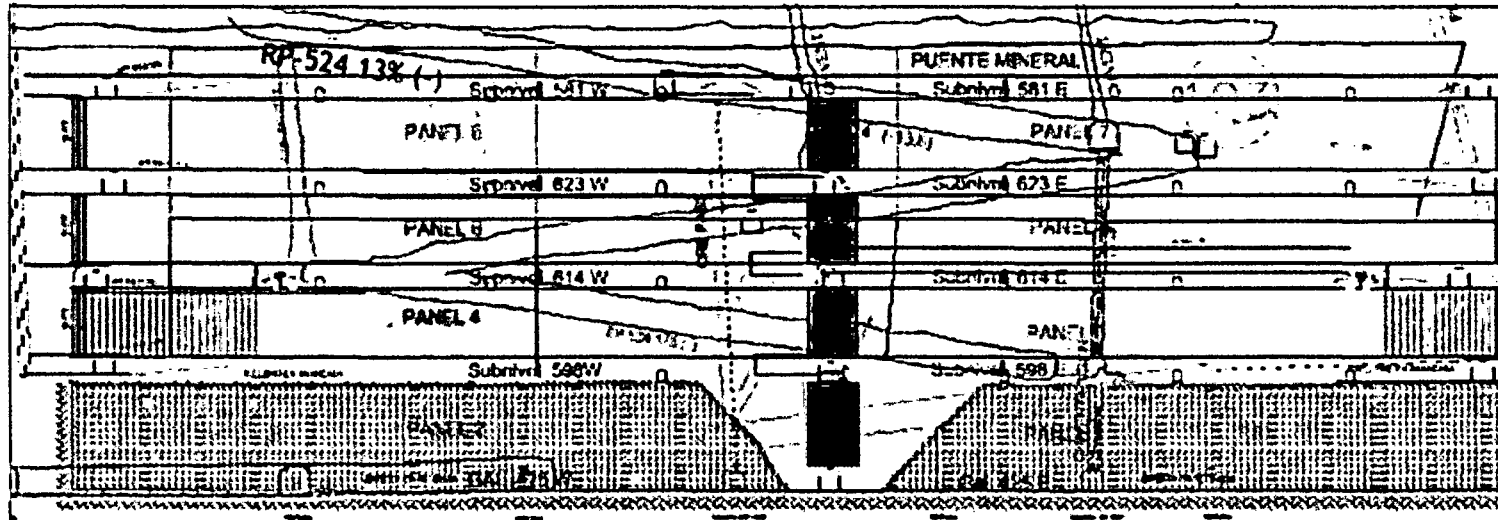
PASO 8: RELLENO DEL CASERÓN ABIERTO CON R. DETRÍTICO



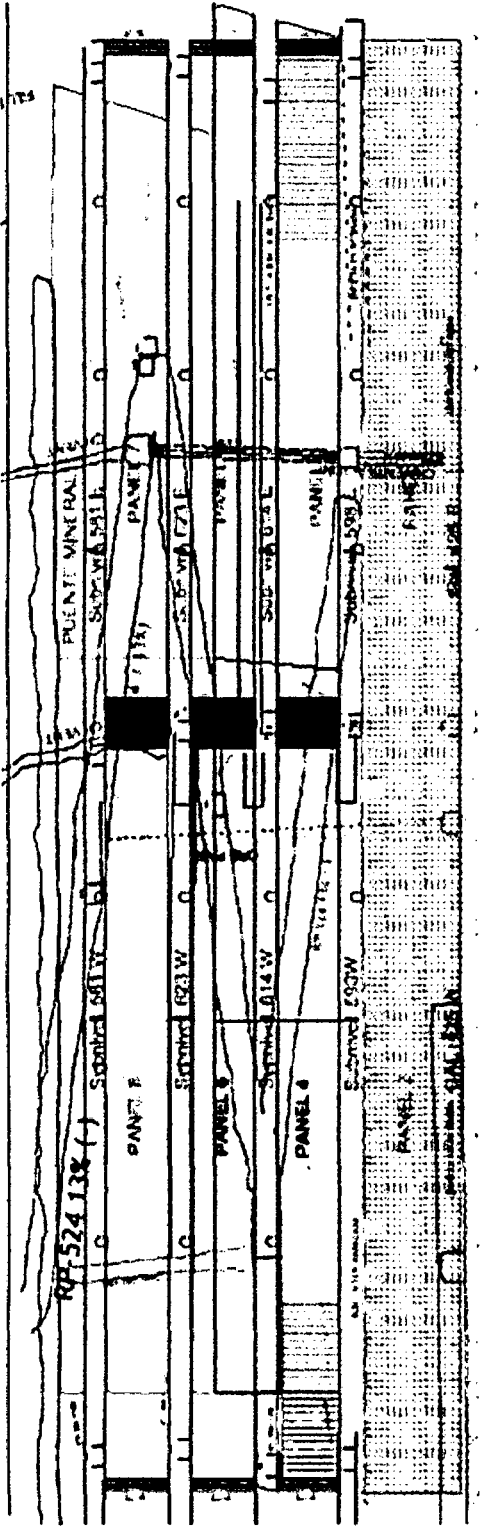
MINADO MEDIANTE SUBLEVEL STOPING CON RELLENO DETRÍTICO (AVOCA CONTINUO)



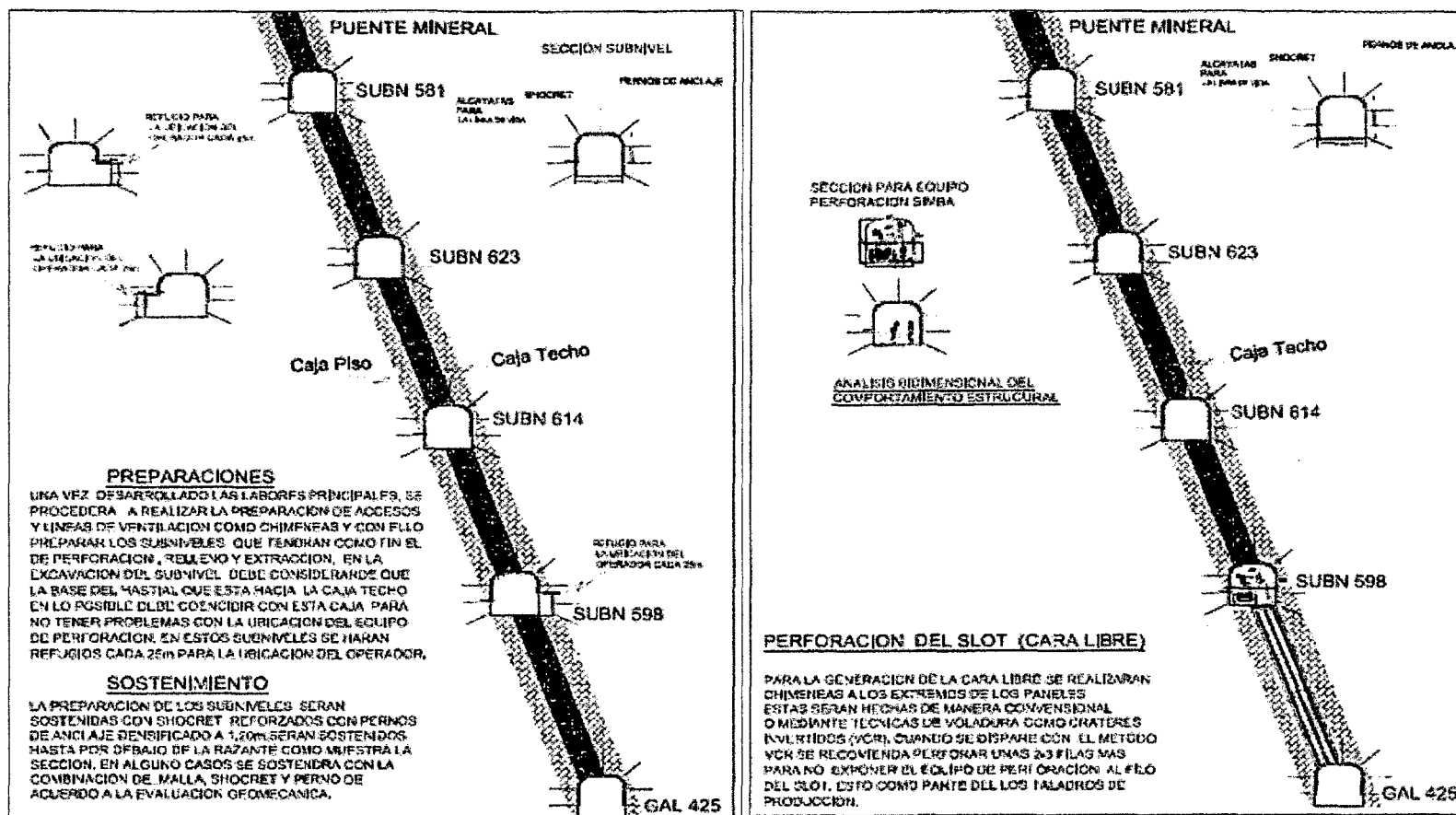
MINADO MEDIANTE SUBLEVEL STOPING CON RELLENO DETRÍTICO (AVOCA CONTINUO)

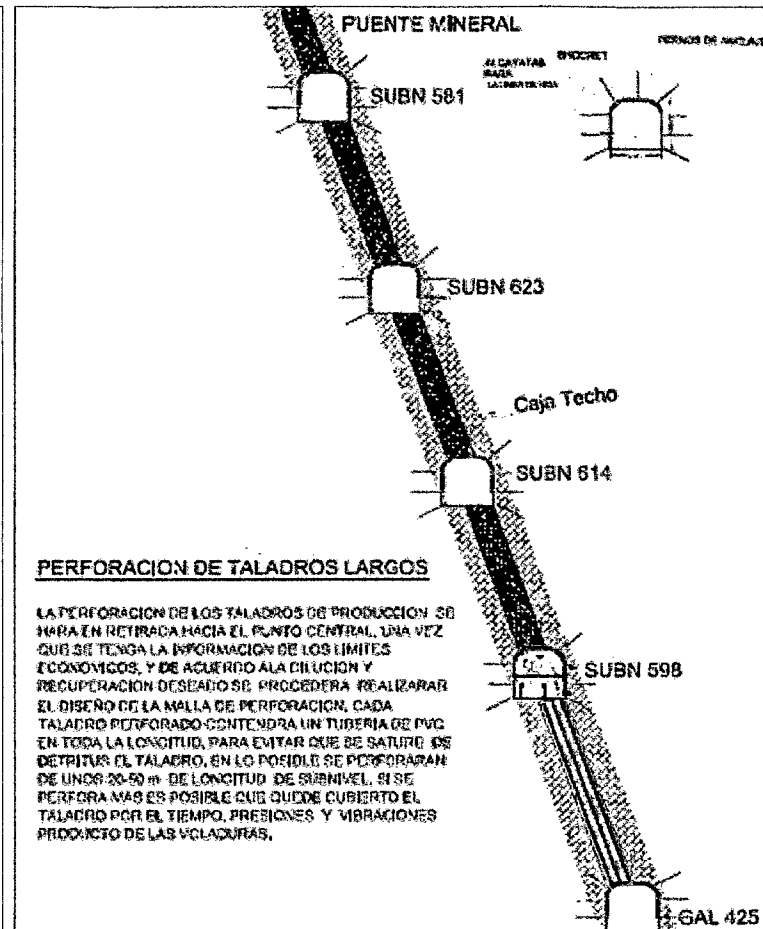
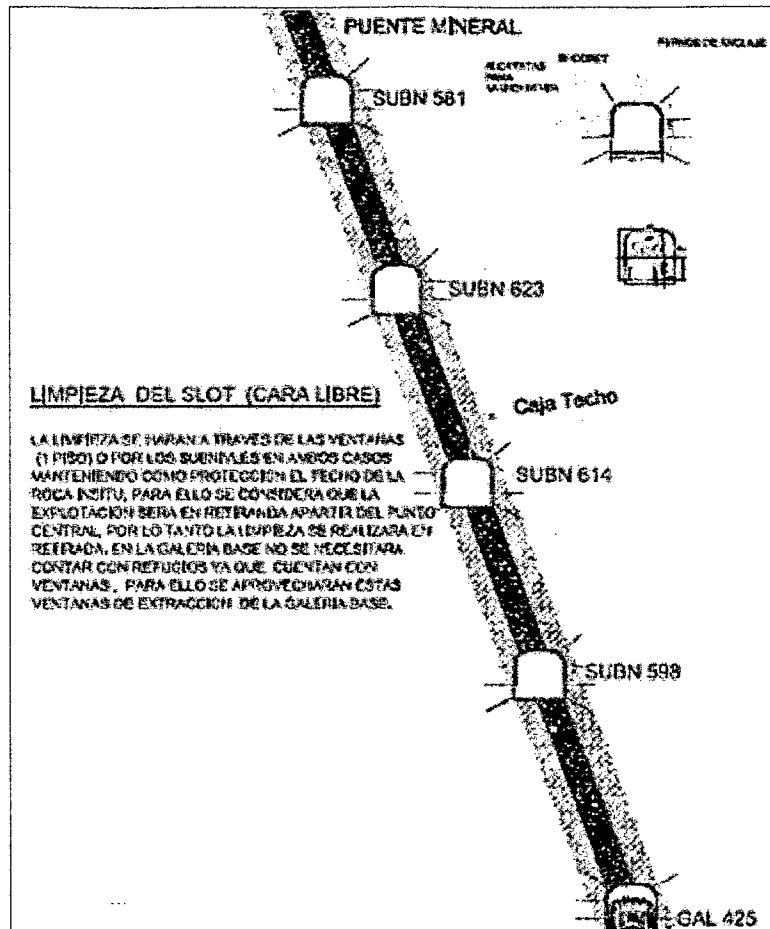


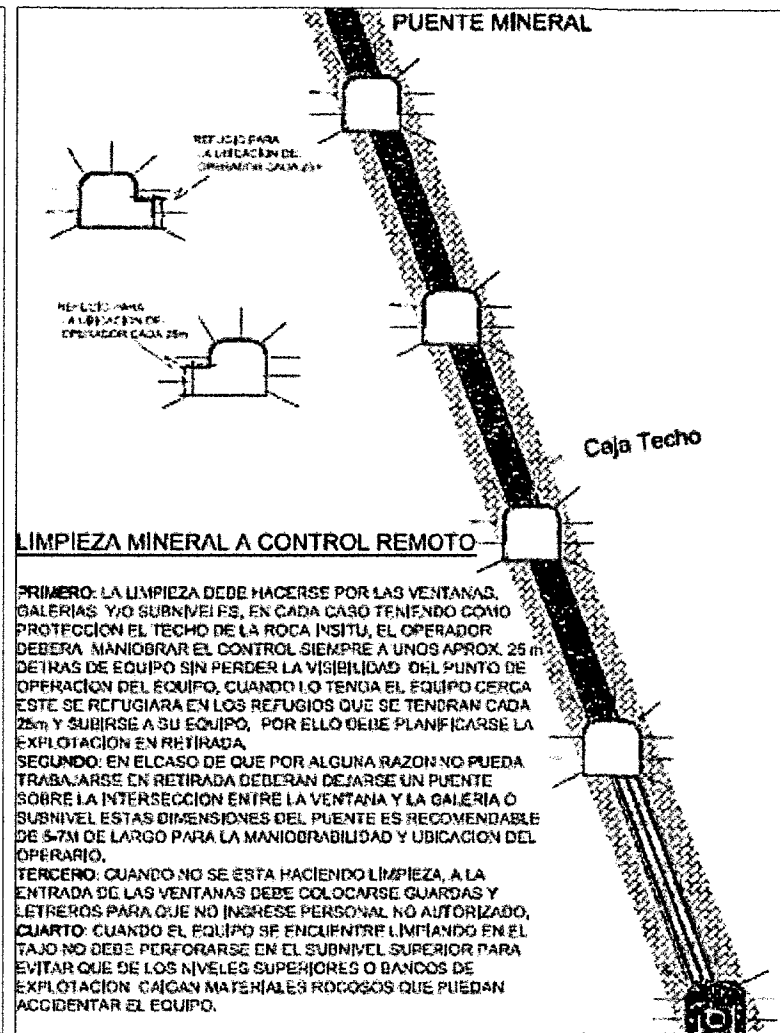
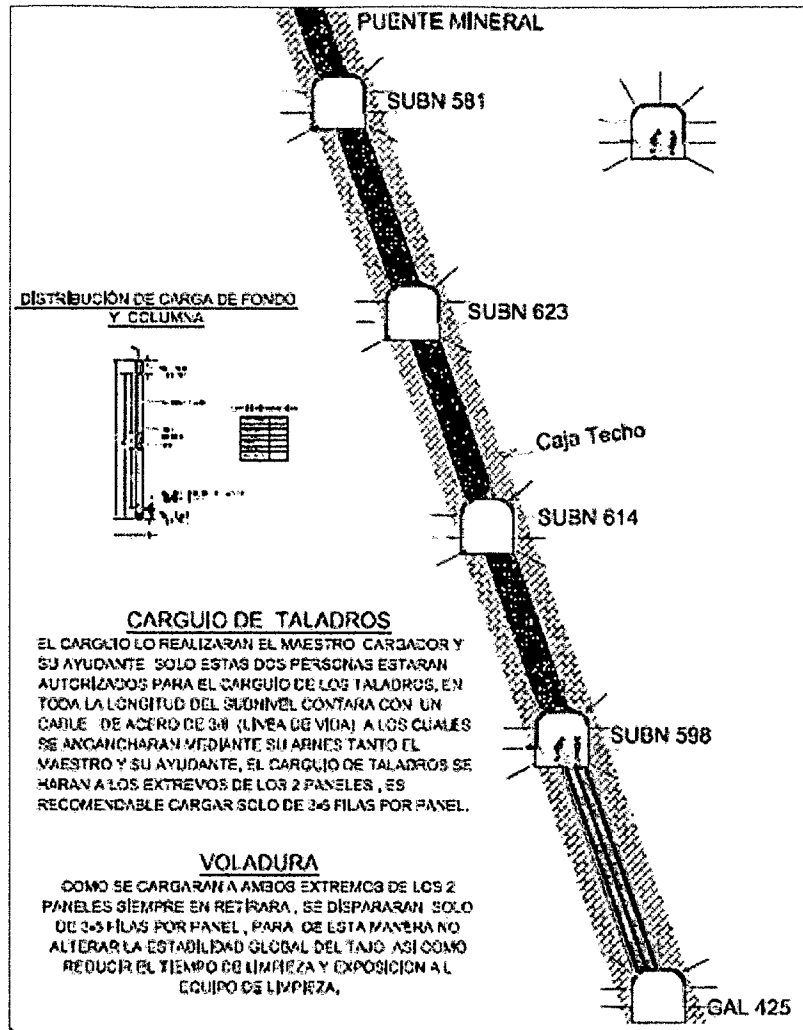
MINADO MEDIANTE SUBLEVEL STOPING CON RELLENO DETRITICO (AVOCA CONTINUO)

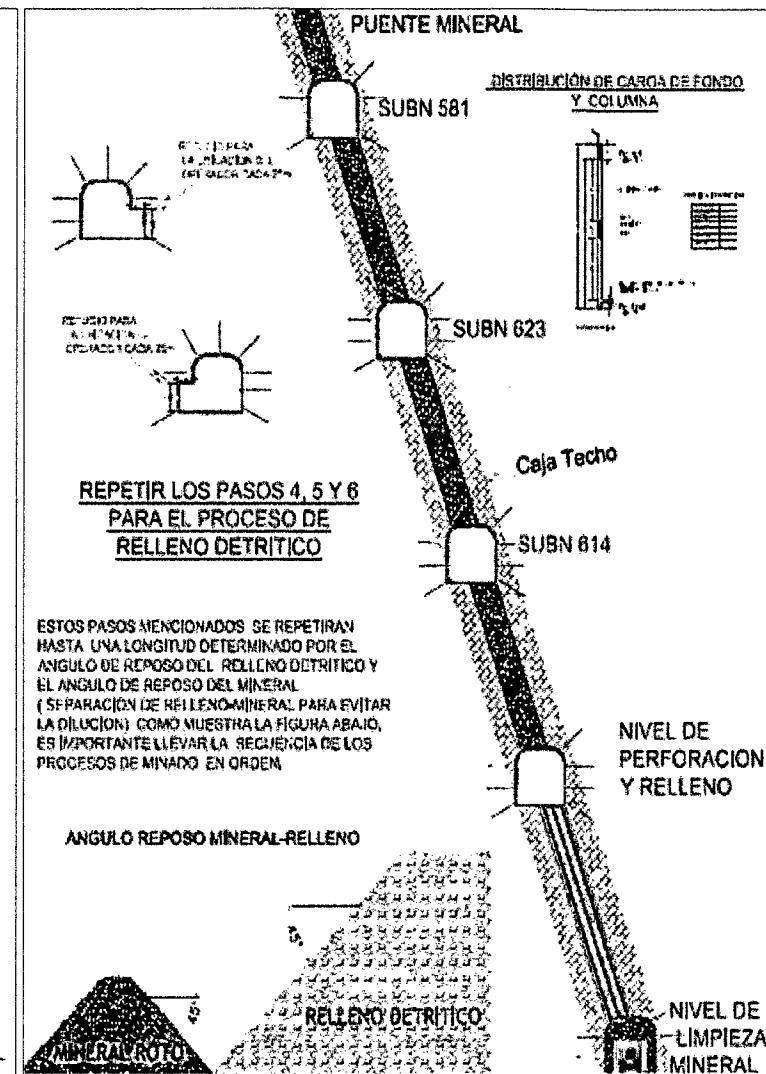
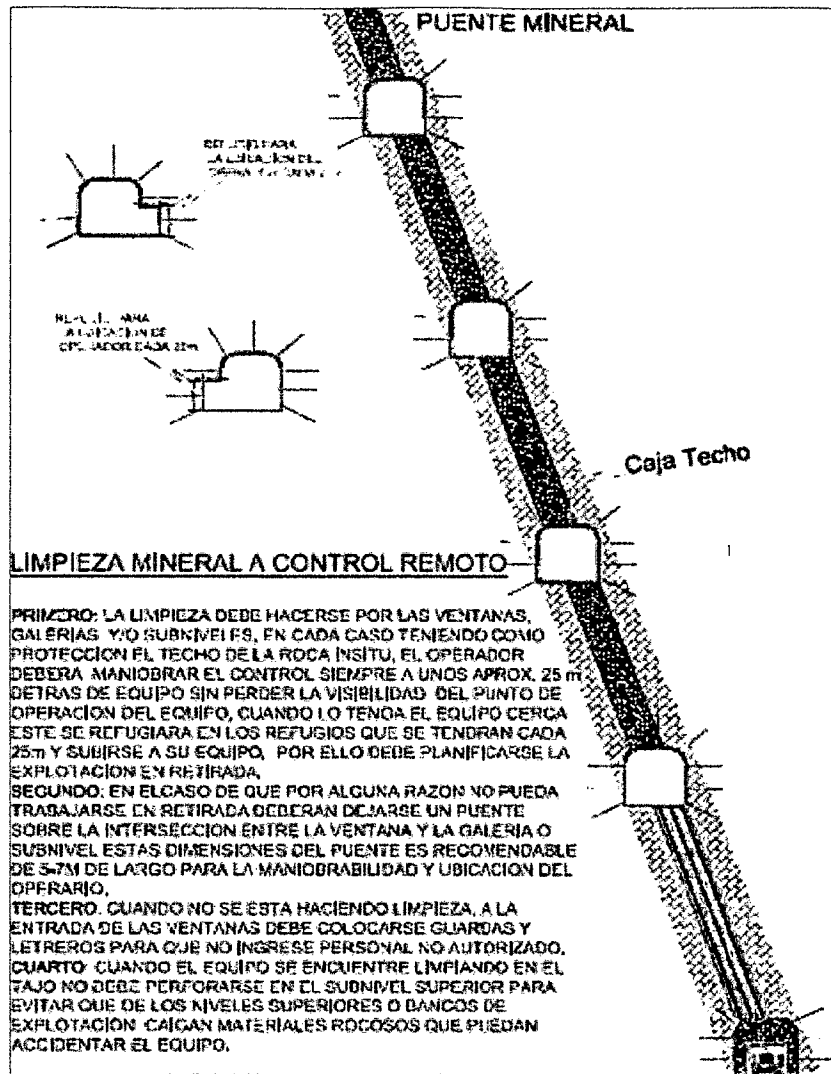


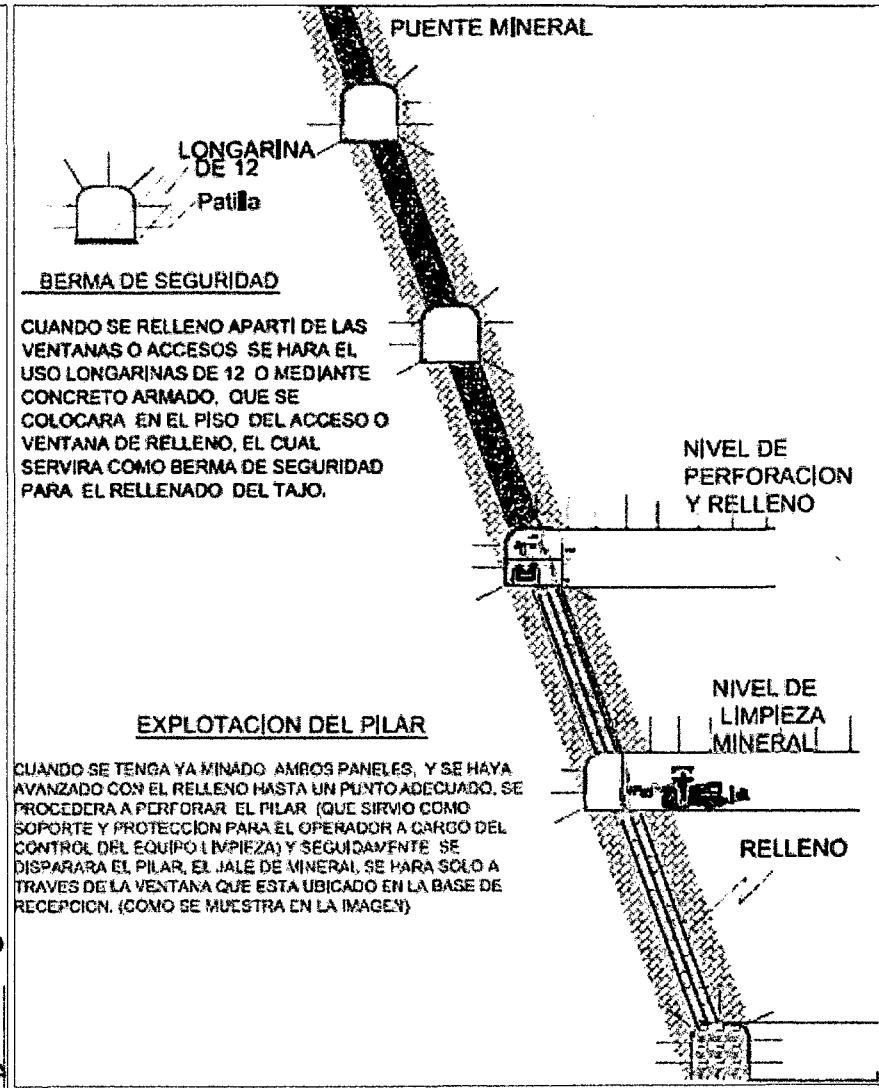
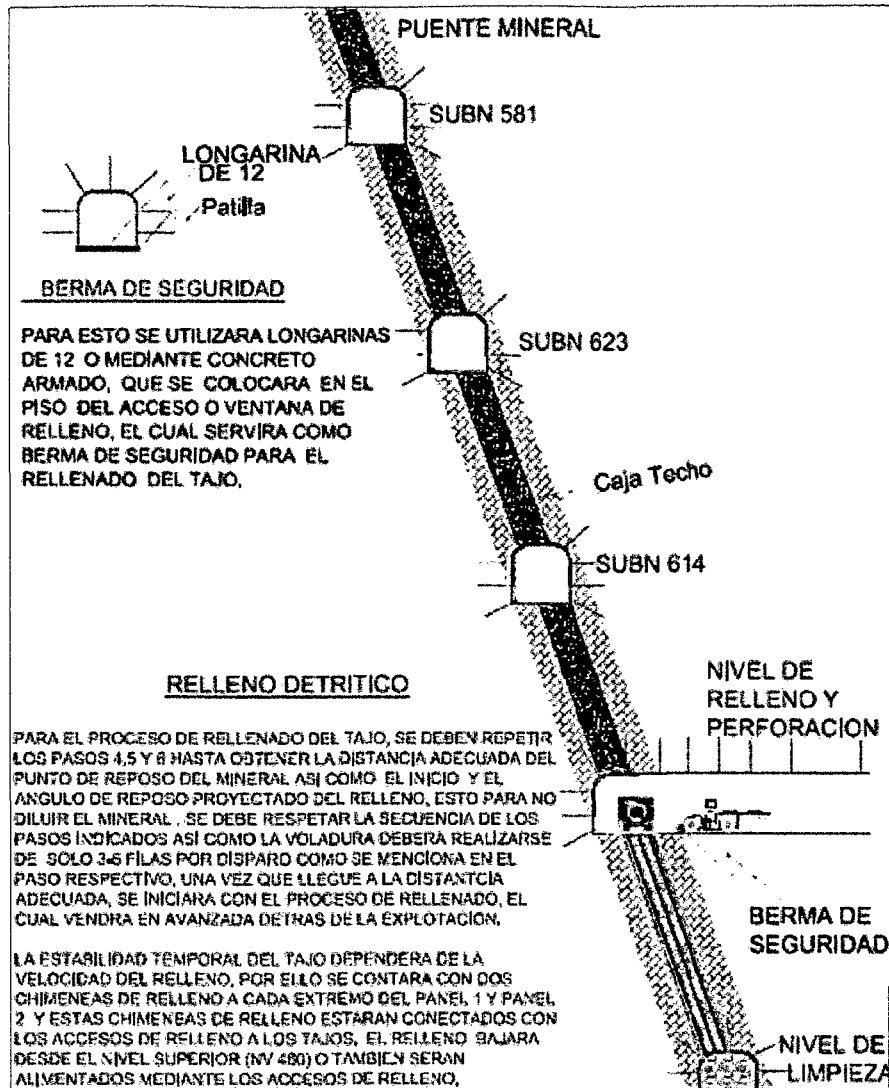
ANEXO 4: SECUENCIA DE ACTIVIDADES (TALADROS LARGOS)

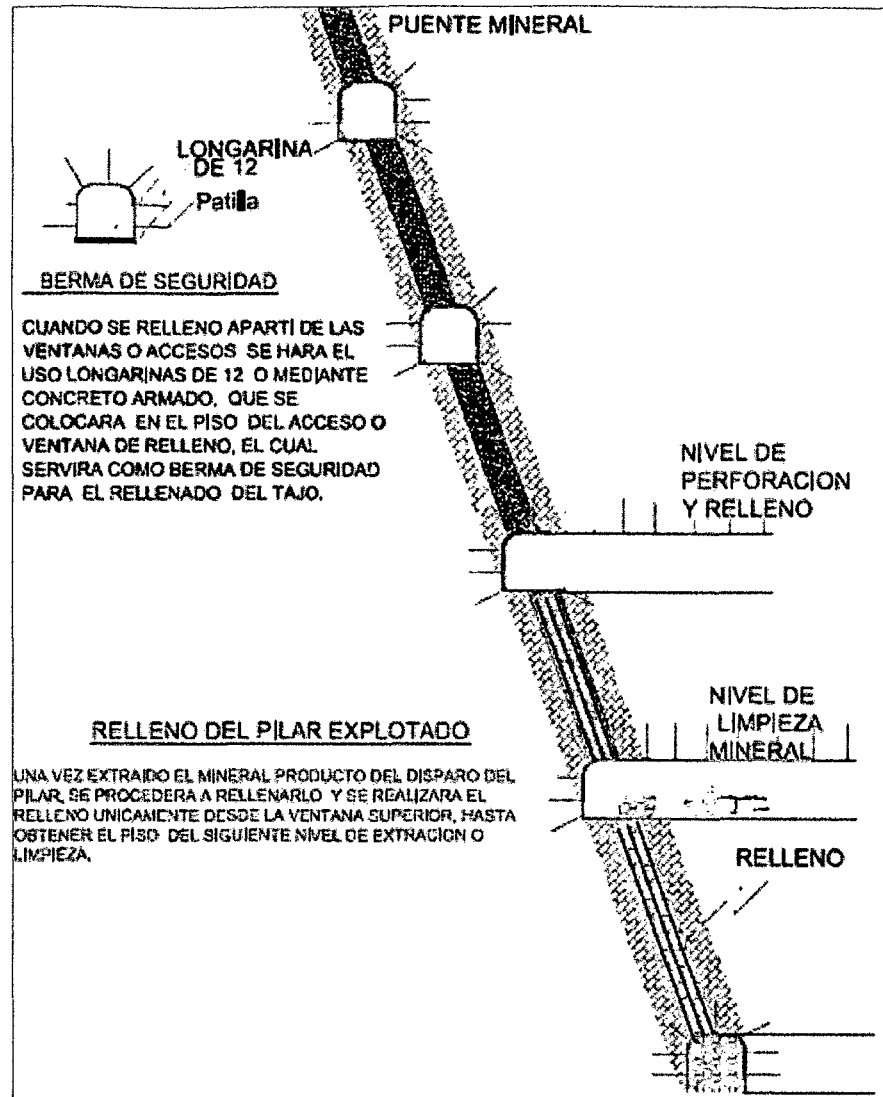






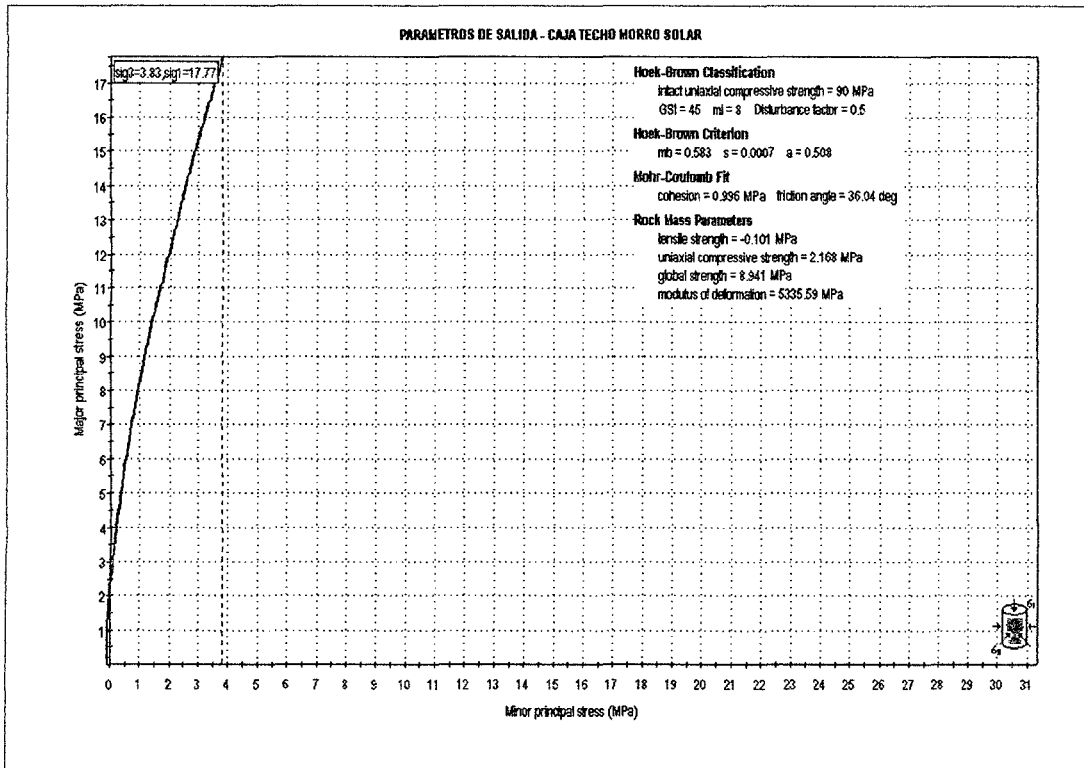






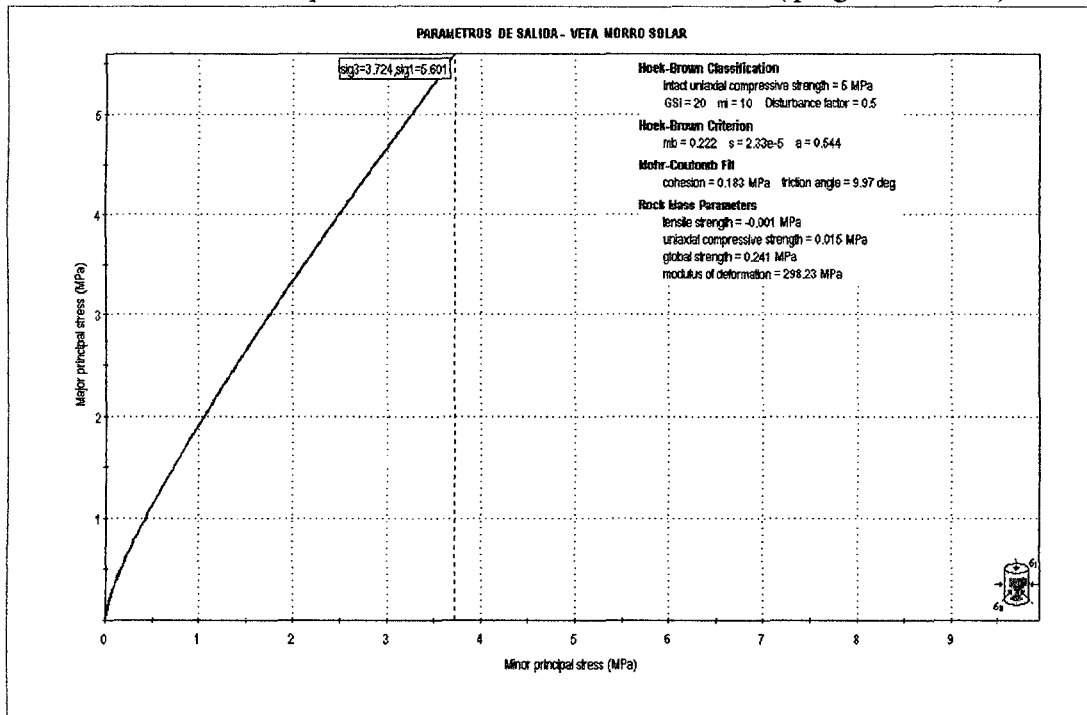
ANEXO 5: PARÁMETROS DE SALIDA ROCA CAJA (ROCLAB)

Parámetros obtenidos del procesamiento de muestras de roca de caja (programa Roclab)



ANEXO 6: PARÁMETROS DE SALIDA MINERAL (ROCLAB)

Parámetros obtenidos del procesamiento de muestras de mineral (programa Roclab)



ANEXO 7: DATOS DEL MAPEO GEOMECÁNICO

Datos del mapeo realizado en las labores de desarrollo adyacente al proyecto (buzamiento y direccion de buzamientos, de fracturas, fisuras, diaclasamientos, fallas, discontinuidades)

N° Frac	Buzamiento	Direc. Buzamiento	N° Frac	Buzamiento	Direc. Buzamiento	N° Frac	Buzamiento	Direc. Buzamiento
1	40	148	66	32	293	131	65	140
2	33	280	67	30	288	132	85	330
3	73	5	68	36	293	133	85	330
4	83	200	69	34	292	134	85	330
5	68	280	70	36	294	135	85	330
6	67	281	71	80	250	136	85	330
7	69	279	72	81	251	137	85	330
8	53	133	73	31	291	138	85	330
9	50	130	74	34	295	139	80	175
10	54	134	75	34	294	140	80	175
11	52	132	76	63	115	141	56	332
12	78	180	77	62	114	142	54	263
13	82	238	78	64	116	143	88	260
14	31	293	79	85	230	144	89	261
15	32	294	80	30	308	145	66	330
16	30	292	81	79	161	146	84	260
17	34	295	82	77	162	147	88	162
18	67	253	83	75	163	148	79	163
19	71	183	84	78	165	149	76	160
20	40	145	85	79	166	150	80	164
21	41	146	86	80	167	151	81	163
22	42	146	87	77	164	152	82	165
23	73	230	88	80	50	153	33	291
24	74	231	89	81	51	154	24	292
25	32	295	90	82	52	155	22	290
26	31	294	91	79	53	156	76	320
27	33	296	92	81	54	157	77	321
28	34	297	93	82	57	158	52	50
29	80	143	94	80	49	159	53	51
30	81	144	95	78	55	160	51	49
31	79	142	96	77	59	161	57	239
32	77	141	97	84	52	162	58	240
33	73	236	98	86	54	163	56	238
34	33	291	99	80	55	164	55	237
35	34	292	100	82	56	165	33	291
36	32	290	101	81	53	166	34	292
37	32	285	102	78	59	167	35	293
38	33	286	103	79	49	168	36	294
39	31	284	104	76	46	169	77	30
40	70	158	105	82	53	170	80	165
41	69	157	106	83	54	171	80	165
42	71	159	107	81	52	172	80	165
43	83	153	108	80	51	173	80	165
44	70	118	109	84	55	174	80	165
45	52	152	110	77	150	175	80	165
46	33	291	111	77	150	176	80	165
47	35	293	112	77	150	177	80	165
48	34	290	113	77	150	178	80	165
49	52	291	114	77	150	179	80	165
50	36	294	115	20	65	180	42	300
51	35	295	116	20	65	181	42	300
52	82	281	117	20	65	182	42	300
53	74	227	118	20	65	183	80	74
54	61	5	119	60	200	184	89	150
55	62	6	120	60	200	185	15	225
56	63	4	121	60	200	186	88	151
57	63	290	122	60	200	187	55	320
58	65	292	123	60	200	188	82	259
59	64	291	124	60	200	189	60	150
60	50	151	125	60	200	190	70	285
61	51	152	126	42	315	191	15	290
62	53	152	127	42	315	192	80	170
63	78	342	128	42	315	193	12	290
64	33	291	129	65	140	194	80	170
65	34	292	130	65	140	195	75	125

ANEXO 7: DATOS DEL MAPEO GEOMECÁNICO

Continuacion.. datos del mapeo realizado en las labores de desarrollo adyacente al proyecto (buzamiento y direccion de buzamientos, de fracturas, fisuras, diaclasamientos, fallas, discontinuidades)

Nº Frac	Buzamiento	Direc. Buzamiento	Nº Frac	Buzamiento	Direc. Buzamiento	Nº Frac	Buzamiento	Direc. Buzamiento
196	75	125	261	70	165	326	80	350
197	70	82	262	70	165	327	80	350
198	18	280	263	70	165	328	80	350
199	85	150	264	70	165	329	80	350
200	5	280	265	77	158	330	78	161
201	55	120	266	77	158	331	75	158
202	80	340	267	74	164	332	72	165
203	54	122	268	74	164	333	70	168
204	5	280	269	74	164	334	82	155
205	78	155	270	69	172	335	78	156
206	59	240	271	69	172	336	85	163
207	4	290	272	69	172	337	81	63
208	50	230	273	69	172	338	75	60
209	82	150	274	69	172	339	78	65
210	53	255	275	86	348	340	52	263
211	55	240	276	86	348	341	50	260
212	10	310	277	86	348	342	57	257
213	84	241	278	72	350	343	82	164
214	85	242	279	72	350	344	75	160
215	86	243	280	72	75	345	81	161
216	19	50	281	80	190	346	77	158
217	16	43	282	80	190	347	82	155
218	16	43	283	80	190	348	80	159
219	16	43	284	74	195	349	85	162
220	16	43	285	74	195	350	79	160
221	78	160	286	74	195	351	88	233
222	85	165	287	76	180	352	85	230
223	85	165	288	76	180	353	81	236
224	85	165	289	76	180	354	90	230
225	85	165	290	76	180	355	84	237
226	78	235	291	76	180	356	80	160
227	78	235	292	84	185	357	75	163
228	80	190	293	84	185	358	77	158
229	80	190	294	84	185	359	74	156
230	80	190	295	84	185	360	82	165
231	78	138	296	84	185	361	84	162
232	78	138	297	84	160	362	75	155
233	78	138	298	84	160	363	77	157
234	78	138	299	84	160	364	81	153
235	78	138	300	84	160	365	88	216
236	70	222	301	84	160	366	85	210
237	70	222	302	71	190	367	82	214
238	70	222	303	71	190	368	90	218
239	70	222	304	71	190	369	86	220
240	80	153	305	27	210	370	30	15
241	80	153	306	27	210	371	25	17
242	80	153	307	90	90	372	27	13
243	80	153	308	90	90	373	31	12
244	68	152	309	70	188	374	33	18
245	68	152	310	70	188	375	82	160
246	68	152	311	70	188	376	80	158
247	84	170	312	72	192	377	78	161
248	84	170	313	72	192	378	86	164
249	84	205	314	72	192	379	75	155
250	84	205	315	72	192	380	51	57
251	84	205	316	72	192	381	48	55
252	56	180	317	72	192	382	45	53
253	56	180	318	72	192	383	49	55
254	56	180	319	87	177	384	53	60
255	44	245	320	87	177	385	55	62
256	44	245	321	80	178	386	47	58
257	44	245	322	80	178	387	52	64
258	44	245	323	90	90	388	79	75
259	70	165	324	72	144	389	82	71
260	70	165	325	72	144	390	84	77

ANEXO 7: DATOS DEL MAPEO GEOMECÁNICO

Continuacion.. datos del mapeo realizado en las labores de desarrollo adyacente al proyecto (buzamiento y direccion de buzamientos, de fracturas, fisuras, diaclasamientos, fallas, discontinuidades)

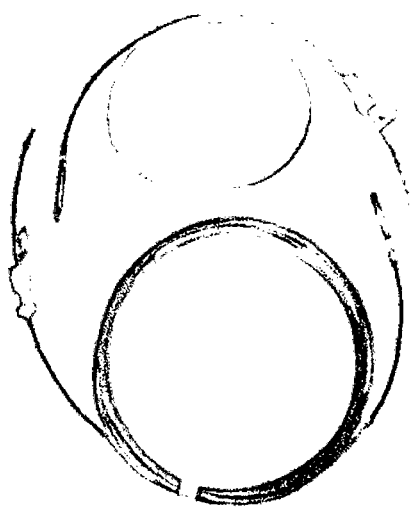
N. Frac	Buzamiento	Dircc. Buzamiento	N. Frac	Buzamiento	Dircc. Buzamiento	N. Frac	Buzamiento	Dircc. Buzamiento	N. Frac	Buzamiento	Dircc. Buzamiento
391	75	80	456	75	275	521	47	44	586	77	147
392	51	265	457	70	280	522	77	255	587	16	130
393	48	261	458	76	283	523	80	249	588	14	125
394	88	162	459	79	278	524	82	257	589	16	128
395	85	160	460	10	106	525	73	255	590	70	258
396	82	157	461	14	100	526	75	250	591	66	261
397	21	46	462	9	98	527	89	188	592	72	265
398	18	48	463	11	103	528	85	185	593	75	256
399	25	50	464	75	295	529	81	191	594	46	176
400	17	82	465	73	293	530	90	187	595	43	180
401	73	253	466	70	300	531	40	187	596	45	174
402	70	250	467	77	291	532	37	184	597	49	170
403	76	248	468	80	328	533	77	275	598	50	168
404	79	178	469	84	322	534	74	270	599	15	175
405	81	180	470	33	21	535	80	268	600	12	173
406	85	175	471	30	18	536	82	272	601	16	170
407	74	174	472	83	108	537	77	270	602	19	177
408	72	184	473	80	105	538	86	160	603	21	181
409	37	85	474	78	102	539	83	164	604	18	174
410	35	81	475	85	110	540	82	155	605	72	267
411	31	97	476	86	157	541	88	157	606	77	261
412	81	225	477	81	155	542	76	149	607	75	259
413	75	220	478	88	160	543	72	155	608	80	164
414	83	218	479	83	152	544	39	202	609	12	260
415	70	175	480	89	158	545	43	200	610	10	255
416	68	173	481	68	71	546	45	195	611	14	263
417	68	181	482	70	70	547	38	203	612	76	164
418	72	183	483	72	68	548	88	185	613	71	160
419	75	178	484	66	65	549	82	181	614	75	158
420	71	171	485	101	259	550	87	190	615	78	160
421	32	55	486	105	262	551	84	265	616	80	168
422	30	51	487	99	264	552	80	268	617	84	157
423	28	56	488	96	255	553	78	261	618	70	160
424	33	59	489	102	258	554	86	270	619	65	155
425	35	60	490	82	156	555	69	329	620	73	167
426	85	275	491	80	153	556	73	333	621	75	158
427	80	280	492	77	160	557	65	325	622	48	303
428	89	300	493	75	313	558	66	255	623	45	299
429	90	293	494	70	310	559	58	260	624	51	295
430	83	295	495	77	315	560	62	257			
431	86	305	496	44	13	561	70	250			
432	74	287	497	46	10	562	86	355			
433	71	290	498	45	15	563	79	350			
434	70	285	499	74	288	564	82	352			
435	68	281	500	72	292	565	88	356			
436	22	27	501	70	286	566	85	254			
437	20	30	502	80	98	567	81	257			
438	26	33	503	82	183	568	88	260			
439	89	161	504	75	187	569	80	160			
440	85	165	505	79	180	570	25	56			
441	82	158	506	42	41	571	22	50			
442	82	112	507	39	38	572	28	58			
443	86	115	508	43	35	573	33	60			
444	79	117	509	46	44	574	46	36			
445	54	273	510	35	46	575	41	32			
446	52	271	511	78	277	576	45	38			
447	57	269	512	87	168	577	33	54			
448	60	274	513	84	170	578	30	52			
449	55	278	514	89	173	579	36	58			
450	86	176	515	90	166	580	38	60			
451	82	174	516	78	293	581	81	152			
452	80	170	517	74	300	582	78	155			
453	88	345	518	71	298	583	75	160			
454	84	350	519	40	40	584	79	153			
455	81	352	520	45	38	585	84	151			

ANEXO 8: FANELES NO ELECTRICOS

FANEL®

Fulminante no eléctrico de retardo

Descripción y composición



El FANEL es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgo, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas.

El FANEL está formado por los siguientes componentes:

- **Fulminante de retardo:** Consiste de un Fulminante N 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello se ofrece al mercado dos (2) escalas: periodo corto y periodo largo.
- **Manguera fanel o tubo de choque:** Esta fabricada con un material termoplastico de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierta por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo.

En uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el Fulminante de retardo.

El color de la Manguera Fanel permite identificar la escala de tiempo de retardo del FANEL®, así tenemos que:

- Para el periodo corto la Manguera Fanel es de color rojo.
- Para el periodo largo la Manguera Fanel es de color amarillo.

- **Etiqueta:** Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos.
- **Conector plástico tipo "J":** Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la Manguera Fanel y el Cordón Detonante.

FANEL®

Fulminante no eléctrico de retardo

Características técnicas

DEL FULMINANTE DE RETARDO		FANEL®	DE LA MANGUERA FANEL		FANEL®
DIÁMETRO (mm)		7.3	MATERIAL		<small>Termoplástico flexible y de gran resistencia a tirar. 200.4</small> 3.3
LONGITUD (mm)		60 / 68 / 88 / 92	DIÁMETRO (mm)		3.3
PRUEBA DE ESBOPO, DIÁMETRO DE PERFORACIÓN (mm)		11.0	LONGITUDES (m)		4.0 / 4.2 / 4.8 / 12 / 15 / 18
VOLUMEN TRAUZL (cm³)		34	COLOR	PERIODO CORTO	Rojo
RESISTENCIA AL IMPACTO 2kg / 1m		No detona		PERIODO LARGO	Amarillo
			RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (kg)		18
			VELOCIDAD DE ONDA (m/s)		2 000 ± 200
			<small>Otras longitudes se fabrican a pedido.</small>		
DE LA ETIQUETA		FANEL®	DEL CONECTOR PLÁSTICO TIPO "J"		FANEL®
MATERIAL		Plástico	MATERIAL		Plástico
COLOR DE LETRA		Negro	COLOR	PERIODO CORTO	Rojo
COLOR DE FONDO		<small>En función del tiempo de retardo</small>		PERIODO LARGO	Azul

Escala de tiempos nominales de rotardo:

Serie Estándar

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
0	0	1	0,5
1	25	2	1,0
2	50	3	1,5
3	75	4	2,0
4	100	5	2,5
5	125	6	3,0
6	150	7	3,5
7	175	8	4,0
8	200	9	4,5
9	225	10	5,0
10	250	11	5,6
11	300	12	6,2
12	350	13	6,8
13	400	14	7,4
14	450	15	8,0
15	500	16	8,6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

Serie Universal

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
0	0	0	0
1	25	1	0,2
2	50	2	0,4
3	75	3	0,6
4	100	4	1,0
5	125	5	1,4
6	150	6	1,8
7	175	7	2,4
8	200	8	3,0
9	250	9	3,8
10	300	10	4,6
11	350	11	5,5
12	400	12	6,4
13	450	13	7,4
14	500	14	8,5
15	600	15	9,6
16	700		
17	800		
18	900		
19	1000		
20	1100		
21	1200		

Presentación

EMBALAJE TIPO 1.1B

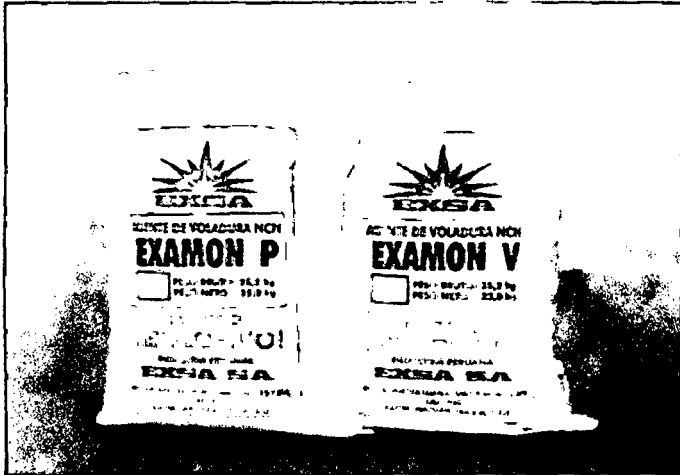
MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pzs.)	PERIODO	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
FANEL 4,0 m	Cartón	15,1	1,1	1,3	17,0 x 32,5 x 11,0
FANEL 4,2 m	Cartón	15,0	1,1	1,3	52,0 x 32,5 x 18,0
FANEL 4,8 m	Cartón	15,0	1,1	1,3	57,0 x 32,5 x 18,0

EMBALAJE TIPO 1.4B

MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pzs.)	PERIODO	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
FANEL 12,0 m	Cartón	6,3	2,5	3,0	27,0 x 32,5 x 24,0
FANEL 15,0 m	Cartón	6,0	10,1	15,8	63,5 x 32,5 x 22,5
FANEL 18,0 m	Cartón	7,2	17,2	25,7	113,0 x 32,5 x 24,0

Fuente (fama S.A.C

ANEXO 9: AGENTE DE VOLADURA (EXAMON-P)



Descripción

Agentes de voladura granulado con alto nivel energético.

Propiedades

- No sensible al detonador simple, requiere de un cebo o primer de alto explosivo, para taladros de gran diámetro (> 5") se recomienda usar el booster de peróxido.
- Resistencia al agua fría.
- Mezcla homogénea de sus componentes, a base de nitrato de amonio poroso y un derivado de petróleo.

Fuente (Exsa S.A)

ANEXO 10: EMULSIONES ENCARTUCHADAS (EXAGEL-E 65)



Descripción

- Emulsión sensibilizada encartuchada en lámina plástica.

Propiedades

- Sensible al detonador No.8 y al cordón detonante de bajo gramaje.
- Alta velocidad de detonación.
- Buena resistencia al agua.
- Densidad media.

Exagel-E
80, 65

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	EXAGEL - E 80	EXAGEL - E 65
Densidad	g/cm ³	1.14 ± 3 %	1.12 ± 3 %
Velocidad de detonación *	m/s	5300	5100
Velocidad de detonación **	m/s	5500	5400
Presión de detonación	bar	86	82
Energía	kcal/kg	1200	1100
Volumen normal de gases	l/kg	827	904
Potencia relativa por peso (Arto = 100)	%	132	121
Potencia relativa por volumen (Arto = 100)	%	185	167
Resistencia al agua (Norma Técnica Peruana)	hora	96	96
Categoría de humos		1	1
Vida útil	meses	6	6

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

** Confinado en tubo de acero de 38 mm de diámetro.

Fuente (Exsa S.A)