



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS

**RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN PARA FUTURO ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO EN LA
EXPLOTACIÓN DE MANTOS DE BAJA POTENCIA EN MINA RAFAELA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

DIEGO JOSÉ CORTÉS CUADRA

PROFESOR GUÍA:

FERNANDO SILVA CALONGE

MIEMBROS DE LA COMISIÓN

ALDO CASALI BACELLI

PATRICIO CAMPOS POBLETE

SANTIAGO DE CHILE

MARZO 2011

RESUMEN

Un estudio de tipo Scoping es considerado como una evaluación preliminar de un proyecto minero el cual puede ser basado en Recursos Medidos, Indicados e Inferidos o una combinación de cualquiera de ellos. Su reglamentación, políticas e instrumentos de desarrollo son definidos por la Comisión de Seguridad de Ontario a modo de proteger a los inversionistas de prácticas injustas, impropias o fraudulentas. El presente informe representa una recopilación de información de carácter técnico-económico del yacimiento ubicado en Mina Rafaela, con el fin de entregar una guía preliminar al desarrollo de un estudio de este tipo, por lo cual no representa en ningún caso un estudio Scoping según las bases mencionadas.

El objetivo del presente trabajo es por lo tanto entregar al lector una recopilación de los parámetros estudiados con el fin de orientar futuros estudios del yacimiento. Dada la amplitud que puede llegar a tener un informe de este tipo, se han centrado los temas de estudio en la determinación u orientación de futuros estudios, de las variables fundamentales que modelarán el negocio minero en el sector de sulfuros de cobre, éstas son Recuperación Minera, Recuperación Metalúrgica, Estimación de Precios de metales en explotación y ritmo de explotación basándose en inversiones y costos estimados para la mediana minería.

Minera Rafaela a la fecha ha centrado sus esfuerzos en el reconocimiento de Reservas Mineras, desarrollando para ello socavones de exploración, que al encontrarse en el manto mineralizado ha permitido la producción de marinas con leyes medias históricas de 1,4%. Para realizar el estudio se contó con antecedentes de tipo geológico, que hacen referencia a la estimación de Recursos Mineros y de tipo minero por medio de ENAMI, referidos a la producción histórica y campañas de sondajes.

Las variables analizadas corresponden a: Caracterización del Macizo Rocosó, esto con el fin de estimar de manera correcta el dimensionamiento de los distintos sectores a explotar y con ello calcular la recuperación minera; Caracterización de Minerales sulfurados, con el fin de definir las condiciones idóneas para las pruebas metalúrgicas y así definir, luego de un análisis económico, la recuperación metalúrgica objetivo; Estimación a grandes rasgos de las inversiones basándose en el ritmo de explotación calculado.

ABSTRACT

A preliminary assessment commonly referred to as a scoping study, can provide important information to the market, because of the early stage of the project the information has a high degree of uncertainty. This information may be based on measured, indicated, or inferred mineral resources, or a combination of any of these.

The present study is the result of an evaluation based on scoping source of information regarding the mineral resources, centered on a recompilation of information regarding the principal's factors involving the mining business.

Those factors were The Mining Ore Recovery, The Plant Metallurgical Recovery, The Long Term Estimation of Copper Price and The Estimation of Inversions and production rate.

Using laboratory analysis and geotechnical data information it was only able to define, Ore Recovery. Metallurgical Recovery information wasn't conclusive, that's why the results lead to further analysis. Using this information and the estimation of inversions based on the Production Rate calculated, it was able to define or guide in a preliminary way some of the most important factors in technical-economical further evaluation.

AGRADECIMIENTOS

Al Profesor Fernando Silva por la oportunidad de realizar este trabajo.

Al Profesor Jaime Silva por el apoyo brindado.

Al Profesor Raúl Castro y Javier Vallejos por el apoyo brindado en el uso del Laboratorio de Mecánica de Rocas.

A la Profesora Sofía Rebolledo por su apoyo en el área de caracterización de macizo rocoso.

Al Profesor Willy Kracht y Don Oscar Villavicencio por su apoyo en el área de flotación de minerales y uso del laboratorio.

Al Profesor Aldo Casali por su apoyo

A mi Padre

ÍNDICE

| | | |
|-------|---|----|
| 1 | INTRODUCCIÓN..... | 1 |
| 1.1 | Origen del estudio..... | 1 |
| 1.2 | Motivación..... | 2 |
| 1.3 | Objetivos generales..... | 2 |
| 1.3.1 | Objetivos Específicos | 3 |
| 1.4 | Alcances..... | 4 |
| 1.5 | Metodología..... | 5 |
| 2 | Antecedentes generales..... | 6 |
| 2.1 | Ubicación y Accesos | 6 |
| 2.2 | Clima y Vegetación | 6 |
| 3 | Geología | 8 |
| 3.1 | Marco geológico Regional..... | 8 |
| 3.2 | Marco Geológico Local | 9 |
| 3.3 | Geología Yacimiento..... | 10 |
| 3.4 | Unidades Litológicas Yacimiento | 10 |
| 3.5 | Mineralización Yacimiento | 12 |
| 4 | Yacimiento | 13 |
| 4.1 | Forma..... | 13 |
| 4.2 | Tamaño | 13 |
| 4.3 | Roca Caja..... | 13 |
| 5 | Recursos | 15 |
| 6 | Caracterización Macizo Rocoso | 17 |
| 6.1 | Antecedentes y fuentes de información..... | 18 |
| 6.2 | Calidad y confiabilidad de la información | 19 |
| 6.2.1 | Calidad de la Información | 19 |
| | Información física o Dura:..... | 19 |
| | Información interpretativa: | 20 |
| 6.2.2 | Confiabilidad de la información | 20 |
| 6.3 | Antecedentes Topográficos | 23 |
| 6.4 | Caracterización Estructural..... | 25 |
| 6.4.1 | Generalidades | 25 |
| 6.4.2 | Antecedentes Disponibles | 25 |
| 6.4.3 | Metodología de Trabajo..... | 26 |
| 6.4.4 | Resultados Obtenidos | 35 |
| 6.5 | Caracterización Geotécnica | 46 |
| 6.5.1 | Unidades geotécnicas Básicas en el Proyecto. | 46 |
| 6.5.2 | Caracterización Geomecánica de la Roca Intacta..... | 50 |
| 6.6 | Caracterización y Calificación geotécnica del macizo rocoso | 56 |
| 6.6.1 | Método del Índice “Rock Mass Rating” (RMR), Bieniawski (1989) | 57 |
| 6.6.2 | Modelo GSI (índice geológico de Resistencia) | 61 |
| 6.6.3 | Índice Q de Barton..... | 64 |
| 7 | Elección Método de Explotación..... | 68 |
| 7.1 | Sector Mantiforme..... | 68 |
| 7.1.1 | Dimensionamiento..... | 68 |

| | | |
|--------|--|-----|
| 7.1.2 | Recuperación Minera..... | 71 |
| 7.2 | Sector Bolsones | 72 |
| 7.2.1 | Dimensionamiento..... | 72 |
| 7.2.2 | Recuperación Minera..... | 75 |
| 7.2.3 | Elección método | 76 |
| 8 | Caracterización de Minerales sulfurados..... | 79 |
| 8.1 | Procedimiento..... | 79 |
| 8.1.1 | Preparación de las muestras..... | 79 |
| 8.1.2 | Medición de Granulometría..... | 80 |
| 8.1.3 | Medición de Liberación..... | 81 |
| 8.2 | Análisis de muestra..... | 81 |
| 8.2.1 | Especies Minerales | 81 |
| 8.2.2 | Asociaciones Minerales en muestras de Colpas y muestra 65# | 83 |
| 8.2.3 | Microfotografías de la Muestra | 84 |
| 8.2.4 | Granulometría..... | 89 |
| 8.2.5 | Liberación..... | 92 |
| 8.3 | Análisis de Resultados..... | 93 |
| 9 | Ritmo de explotación..... | 94 |
| 9.1 | Estimación de Costos | 94 |
| 9.2 | Estimación Beneficios | 96 |
| 9.3 | Inversiones..... | 97 |
| 9.4 | Resultados..... | 98 |
| 10 | Pruebas Metalúrgicas..... | 100 |
| 10.1 | Determinación Cinética de Molienda para test de flotación..... | 101 |
| 10.1.1 | Procedimiento..... | 102 |
| 10.1.2 | Alcances..... | 102 |
| 10.1.3 | Resultados obtenidos | 103 |
| 10.2 | Determinación Dosis Espumante..... | 104 |
| 10.2.1 | Procedimiento..... | 104 |
| 10.2.2 | Alcances..... | 105 |
| 10.2.3 | Resultados obtenidos | 105 |
| 10.3 | Cinética de Flotación Primaria | 106 |
| 10.3.1 | Procedimiento..... | 107 |
| 10.3.2 | Resultados..... | 108 |
| 10.4 | Análisis de Resultados..... | 109 |
| 11 | Sistema de Manejo de Minerales y Equipos Mineros | 111 |
| 11.1 | Sector Caserones y Pilares..... | 111 |
| 11.1.1 | Sistema Conceptual de manejo de minerales | 114 |
| 11.1.2 | Elección de equipos | 114 |
| 11.1.3 | Rendimientos | 119 |
| 11.2 | Sector Explotación por Chimeneas | 122 |
| 11.2.1 | Sistema conceptual de manejo de minerales | 122 |
| 11.2.2 | Equipos Utilizados..... | 123 |
| 11.2.3 | Rendimientos | 125 |
| 12 | Parámetros Económicos | 126 |
| 12.1 | Costos | 126 |

| | | |
|--------|-------------------------------------|-----|
| 12.2 | Inversiones..... | 127 |
| 12.2.1 | Inversiones Equipos Mina..... | 127 |
| 12.2.2 | Inversiones en infraestructura..... | 127 |
| 12.2.3 | Resumen de inversiones..... | 128 |
| 13 | Conclusiones y Recomendaciones..... | 129 |
| 14 | Referencias..... | 132 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1 Localización Minera Rafaela | 7 |
| Figura 2 Planta general sectores socavón 728-779 para la Confiabilidad de la Información | 22 |
| Figura 3 Vista 3D superficie Mina Rafaela y labores a Junio 2010..... | 23 |
| Figura 4 Vista en Planta sectores de estudio socavón 728-779 | 24 |
| Figura 5 Puntos de Control mapeo sector 756..... | 27 |
| Figura 6 Vista en Planta nivel 728 y 779..... | 29 |
| Figura 7 perfil A-A' | 30 |
| Figura 8 Perfil B-B' | 31 |
| Figura 9 Perfil C-C' | 32 |
| Figura 10 Mapeo PC-3 | 36 |
| Figura 11 Mapeo PC-3 marcado..... | 36 |
| Figura 12 Mapeo PC-18 vista techo bloque | 37 |
| Figura 13 Mapeo PC-18 vista techo bloque medido | 37 |
| Figura 14 Mapeo PC-18 Vista S-N..... | 38 |
| Figura 15 Mapeo PC-18 Vista S-N medido | 38 |
| Figura 16 Mapeo PC-18 Vista N-S..... | 39 |
| Figura 17 Mapeo PC-18 Vista N-S medido | 39 |
| Figura 18 Mapeo PC-19 | 42 |
| Figura 19 Mapeo PC-19 medido..... | 42 |
| Figura 20 Golondrina 1..... | 44 |
| Figura 21 Golondrina 1 mapeado..... | 44 |
| Figura 22 Testigos 25mm Con Identificador | 52 |
| Figura 23 Formulario Ensayo de Compresión Uniaxial | 53 |
| Figura 24 Three stability zones of original Mathews stability graph. After Stewart and Forsyth..... | 66 |

| | |
|---|-----|
| Figura 25 Factores de seguridad usando los métodos de Hedley-Grant, Stacey-Page, Hardy-Agapito y Pakalnis-Lunde..... | 71 |
| Figura 26 Diagrama del layout de un caserón. Según Stewart and Forsyth | 74 |
| Figura 27 Stability Graph..... | 75 |
| Figura 28 Stability graph corrida máx. | 76 |
| Figura 29 Explotación por Chimeneas configuración Original | 77 |
| Figura 30 Explotación por Chimeneas Manual..... | 78 |
| Figura 31 Vista general de la muestra 1 “Cp y Py diseminada”, aumento Ocular10x Objetivo 10X. 84 | |
| Figura 32 Agrupación Mineralógica de Calcopirita en muestra 2, aumento Ocular10x Objetivo 10X | 85 |
| Figura 33 Bornita con inclusiones de Cp y Calcosina en muestra 3, aumento Ocular10x Objetivo 10X..... | 85 |
| Figura 34 Cp con crecimiento en paragénesis con Py en vetilla de Calcita muestra 4, aumento Ocular10x Objetivo 10X..... | 86 |
| Figura 35 Bornita diseminada en matriz no metálica muestra 3, aumento Ocular 10x Objetivo 10X | 86 |
| Figura 36 Bornita diseminada en matriz no metálica muestra 3. | 87 |
| Figura 37 Calcopirita y Bornita liberadas, aumento Ocular 10x Objetivo 10X..... | 87 |
| Figura 38 Bornita no liberada con inclusiones de Calcopirita, aumento Ocular 10x Objetivo 10X .. | 88 |
| Figura 39 Asociación Pirita-Calcopirita, aumento Ocular 10x Objetivo 10X | 88 |
| Figura 40 Calcopirita Melnicovíticas, aumento Ocular 10x Objetivo 10X..... | 89 |
| Figura 41 Porcentaje retenido en número por rango de tamaño..... | 92 |
| Figura 42 Porcentaje acumulado en número bajo tamaño | 92 |
| Figura 43 Estimación Ritmo Producción Implementación Planta Concentradora | 98 |
| Figura 44 Estimación VAN máximo Venta ENAMI..... | 99 |
| Figura 45 Gráfico Cinética Molienda | 103 |

| | |
|--|-----|
| Figura 46 Recuperación vs tiempo | 109 |
| Figura 47 Vista perfil Esquema Explotación Caserones y Pilares | 111 |
| Figura 48 Vista Planta Esquema Explotación Caserones y Pilares | 112 |
| Figura 49 Esquema Diagrama de Perforación | 113 |
| Figura 50 Dimensiones Equipo Perforación | 115 |
| Figura 51 Equipo de Perforación de bajo perfil..... | 116 |
| Figura 52 Scooptram ST2G | 117 |
| Figura 53 Especificaciones técnicas Camión Carretero..... | 118 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|----|
| Tabla 1 Recursos Mina Rafaela S.A | 15 |
| Tabla 2 Tabla Resumen Recursos Mina Rafaela S.A..... | 16 |
| Tabla 3 Clasificación de los parámetros utilizados en índice de Barton (1974)..... | 34 |
| Tabla 4 Mapeo Discontinuidades Sector Nivel 756 Sur | 35 |
| Tabla 5 Características Geomecánicas N-756-S | 40 |
| Tabla 6 Mapeo Discontinuidades Nivel 756 Norte..... | 41 |
| Tabla 7 Mapeo Discontinuidades Sector Óxidos..... | 43 |
| Tabla 8 Descripción Discontinuidades..... | 45 |
| Tabla 9 Valores de la constante m_i según tipo de Roca | 54 |
| Tabla 10 Estimación Resistencia a la compresión Uniaxial | 55 |
| Tabla 11 Resumen de Propiedades de Roca Intacta | 55 |
| Tabla 12 Clasificación geotécnica según Bieniawski, 1973. | 58 |
| Tabla 13 Estimaciones Resistencia a la Compresión Uniaxial sector Óxidos | 59 |
| Tabla 14 Parámetros y puntuación del sistema Rock Mass Rating (Bieniawski 1989) | 60 |
| Tabla 15 Caracterización Geotécnica del Macizo Rocosó según el Grado de Trabazón de los Bloques o Trozos de Roca y la Condición de las Discontinuidades | 62 |
| Tabla 16 Estimación del Índice Geológico de resistencia, GSI, en base a una Descripción Geológica del Macizo Rocosó..... | 63 |
| Tabla 17 Datos Base Sector Calcarenitas | 69 |
| Tabla 18 Resultados Dimensionamiento Método de Caserones y Pilares..... | 70 |
| Tabla 19 Dimensiones método de <i>Caserones y Pilares</i> sector Calcarenitas | 72 |
| Tabla 20 Datos bases dimensionamiento Caserones..... | 73 |
| Tabla 21 Número de estabilidad y Radio hidráulico | 74 |
| Tabla 22 Conversión de tamaños para distintos aumentos..... | 89 |
| Tabla 23 Resultado granulometría de calcopirita. | 90 |

| | |
|---|-----|
| Tabla 24 Resultado granulometría de pirita | 90 |
| Tabla 25 Resultado granulometría de Bornita | 91 |
| Tabla 26 Resultado granulometría calcopirita y Bornita..... | 91 |
| Tabla 27 Costos Productor Tipo Mediana Minería | 95 |
| Tabla 28 Costos Productor Tipo Concentrado Pequeña Minería 2,9% Cu ins, 30 gr. Ag (2005)..... | 95 |
| Tabla 29 Costos Productor Pequeña Minería venta ENAMI 2,9 % Cu, 30 gr. Ag (2005) | 95 |
| Tabla 30 Pronóstico Largo Plazo Analistas y Bancos..... | 96 |
| Tabla 31 Pronóstico Largo Plazo Gob. Chile..... | 96 |
| Tabla 32 Recuperación Minera/Metalúrgica Mina Rafaela | 97 |
| Tabla 33 Ingresos Bruto..... | 97 |
| Tabla 34 Inversiones Mina Planta | 97 |
| Tabla 35 Cinética Molienda Resultados | 103 |
| Tabla 36 Condiciones bases determinación dosis espumante..... | 104 |
| Tabla 37 Resultados Dosis MIBC+X133 | 105 |
| Tabla 38 Resultado Dosis MIBC+Aceite Pino..... | 105 |
| Tabla 39 Condiciones Base Flotación Primaria..... | 106 |
| Tabla 40 Resultados cinética de flotación..... | 108 |
| Tabla 41 Valores Preliminares de parámetros cinéticos..... | 110 |
| Tabla 42 Especificaciones básicas Equipo Perforación | 116 |
| Tabla 43 Características Técnicas ST2G..... | 117 |
| Tabla 44 Rendimiento Boomer galería 4x4 | 119 |
| Tabla 45 Rendimiento Boomer Calles 1 y 2..... | 120 |
| Tabla 46 Rendimiento Boomer Dirección manto..... | 120 |
| Tabla 47 Equipo Perforación Extracción por chimeneas..... | 123 |
| Tabla 48 Costos mediano productor | 126 |

| | |
|--|-----|
| Tabla 49 Montos y vida útil de principales equipos Mina..... | 127 |
| Tabla 50 Resumen Principales Inversiones | 128 |

1 INTRODUCCIÓN

1.1 Origen del estudio

Mina Rafaela propiedad de la empresa minera Rafaela S.A. se encuentra ubicada en el borde de una zona en la que se desarrolla una fuerte actividad de mediana y pequeña minería relacionada con el lineamiento de mineralización cuprífera constituido por El Sauce – Peumo – Patagua – El Soldado. En el lugar, existieron labores anteriores de explotación realizadas en 1940 en las cuales se explotaban las reservas de carácter mantiforme principalmente por medio de métodos de “Caserones y Pilares” y Caserones. Tras su adquisición por Minera Rafaela el año 2005, se ha dado paso a la explotación de nuevas zonas con mineralización de sulfuros de ley media histórica de 1,4%. Las labores realizadas a la fecha dan cuenta de una explotación a pequeña escala concentrando sus esfuerzos en el reconocimiento del potencial del yacimiento por medio de dos campañas de sondajes y muestreo interior mina en las labores de reconocimiento.

La producción histórica¹ a la fecha entregada a ENAMI cuenta con un total de 6.617 toneladas extraídas con una ley media de 1.45% y una producción mensual media de 200 toneladas. A esto se debe agregar la producción tratada en la planta arrendada por la empresa durante el año 2007.

Dada las actuales condiciones en el mercado del cobre y basándose en estudios previos que dan cuenta de una estimación de Recursos por más de 1.5 millones de toneladas, han dado paso al desarrollo de esta recopilación de información de los principales factores concernientes el negocio minero con el fin orientar futuros estudios que busquen determinar la factibilidad técnico-económica de la explotación del yacimiento.

¹ Información facilitada por ENAMI, en su oficina localizada en Cabildo por medio del ingeniero Carlos Cortés.

1.2 Motivación

Tanto las buenas leyes que ha mostrado tener la zona en la cual se emplaza mina Rafaela como las distintas campañas de sondaje y reconocimiento geológico que se han hecho dan como resultante un creciente interés por profundización en la exploración del potencial económico del yacimiento, comenzando con esta recopilación de información de tal manera que logre atraer el interés de nuevos inversionistas.

Desde un punto de vista personal, este trabajo refleja el interés del autor por la evaluación de proyectos desde etapas tempranas. Esto conlleva el entendimiento de todos los factores que influirán en la evaluación final del proyecto, dentro de los cuales se incluyen aspectos tanto técnicos (entendimiento del macizo rocoso, de las propiedades metalúrgicas y de los métodos de explotación a utilizar) como económicos (primeras aproximaciones de las inversiones a realizar y ritmo de explotación óptimo).

1.3 Objetivos generales

Los objetivos generales del presente trabajo son:

Determinar la factibilidad técnica para la explotación de mantos de baja potencia mediante la propuesta de un método mecanizado de explotación.

Presentar un marco general del negocio minero presente en el proyecto, entregando para ello información básica recopilada respecto a los puntos claves que definirán la viabilidad del mismo. Estos puntos, corresponden a Estudios metalúrgicos realizados, Recuperación Minera, Recursos Presentes y valores futuros de los metales presentes.

1.3.1 Objetivos Específicos

Para alcanzar los objetivos generales propuestos es de interés definir ciertos objetivos específicos que darán consistencia y solidez al estudio. Estos apuntarán a cada área del proyecto y marcarán la pauta a seguir para lograr resultados generen un aporte real para futuros estudios del yacimiento.

Los objetivos específicos del proyecto son:

-Definir el método de explotación, lo cual está sujeto a la forma, tamaño y características geomecánicas del yacimiento.

-Definir el ritmo de explotación óptimo, sujeto a la maximización de un VAN preliminar² del proyecto.

-Definir sistema de manejo de mineral, lo cual estará sujeto al ritmo de explotación fijado.

-Estudio de las variables involucradas en la implementación de una planta concentradora de minerales sulfurados y análisis de la situación actual de venta a ENAMI del mineral no procesado, esto surge de la situación actual de venta del mineral (ROM) a ENAMI el cual es procesado en la planta de Minera Las Cenizas ubicada en Cabildo.

- En el estudio de estas variables se presentarán los principales resultados obtenidos que, aunque no concluyentes, entregan una línea de estudio sólida para futuros trabajos.
- El análisis de la situación actual se basa en los costos y cota máxima de producción asociado a la venta de ENAMI.

² Definido a partir de estimaciones a grandes rasgos de los valores esperados de Recuperación Minera, Recuperación metalúrgica, inversiones y costos asociados al método seleccionado y mineralogía presente.

1.4 Alcances

De acuerdo a los objetivos planteados, es necesario contar con una gama de información que permita conocer los parámetros tanto de diseño como aquellos que definan los límites del estudio.

Los alcances de este estudio son:

- *Definición de Recursos utilizables en análisis económicos:* Dado que este trabajo busca entregar información técnico económica para un futuro estudio tipo Scoping cabe mencionar ciertos alcances del mismo. Un estudio de tipo Scoping, a diferencia de uno de Prefactibilidad el cual busca determinar el potencial económico de un proyecto basándose en las Reservas del yacimiento, busca determinar este mismo potencial basándose sin embargo en el total de los Recursos presentes. Es decir, un Scoping puede utilizar la estimación de beneficios futuros de los Recursos considerados como Medidos, Indicados e Inferidos³.
- *Determinación del índice Rock Mass Rating (RMR):* Utilizado para la caracterización del macizo rocoso y diseño de taludes en zonas de mineralización superficial. Basándose en el índice planteado por Bieniawski en 1989 que reúne un total de cinco parámetros para definir la calidad del macizo.
- *Caracterización de los minerales sulfurados:* La caracterización de los minerales presentes en la zona de sulfuros revela importante información utilizada para etapas posteriores de conminución y concentración de minerales. Así, mineralogía presente y tamaños de liberación de las partículas de interés son obtenidos en este estudio.
- *Estudio de los parámetros metalúrgicos:* Tanto para la futura determinación de la Recuperación Metalúrgica como para los parámetros básicos de diseño de planta.

³ Fuente: <http://www.goldminerpulse.com/blogs/what-is-a-scoping-study.php>

1.5 Metodología

El desarrollo de este estudio considera la siguiente metodología:

- Recopilación y análisis de antecedentes
- Realización de estudio de mecánica de roca y evaluación de parámetros de planta de procesamiento de minerales sulfurados.
- Diseño y selección del o los métodos de explotación.
- Determinación del ritmo óptimo de explotación.
- Definición de manejo de mineral y ventilación.
- Estimación de Costos e inversiones.
- Recomendación final y Reflexiones.

2 Antecedentes generales

2.1 Ubicación y Accesos

Mina Rafaela se encuentra ubicada en la cordillera de la costa, en la región de Valparaíso, Provincia de Petorca, comuna de Cabildo, a unos a unos 4,7 Km en línea recta al Sur de la localidad de Cabildo, y en un trayecto de 3,5 Km por camino pavimentado hasta la localidad de Peña Blanca para continuar por camino de tierra en regular a buen estado de 14,0 Km. por la Quebrada del Cobre y la cuesta que comunica el depósito aludido. Su posición en coordenadas UTM es (E: 305.330; N: 6.402.080) de acuerdo al USO WGS84. (Figura 1)

Dada su favorable posición geográfica, aproximadamente 700 msnm, no existe ningún tipo de problema para el abastecimiento normal y/o regular de toda índole, siendo el único problema la condición del camino de acceso para el tránsito de camiones de doble puente. La faena se encuentra unida a Santiago mediante la carretera Panamericana Norte la cual brinda un corto viaje desde Santiago, aproximadamente de una hora y media.

2.2 Clima y Vegetación

En general, el clima de la zona ha sido clasificado como templado cálido. Las lluvias son estacionales con promedios que no exceden los 400 mm anuales y temperaturas medias anuales que fluctúan alrededor de los 14°C.

El periodo más lluvioso, está comprendido entre los meses de Mayo y Agosto, con muy pocas variaciones y sin influencia mayor sobre la producción minera de la zona.

La vegetación, es preferentemente del tipo matorrales arborescentes característico de la zona.

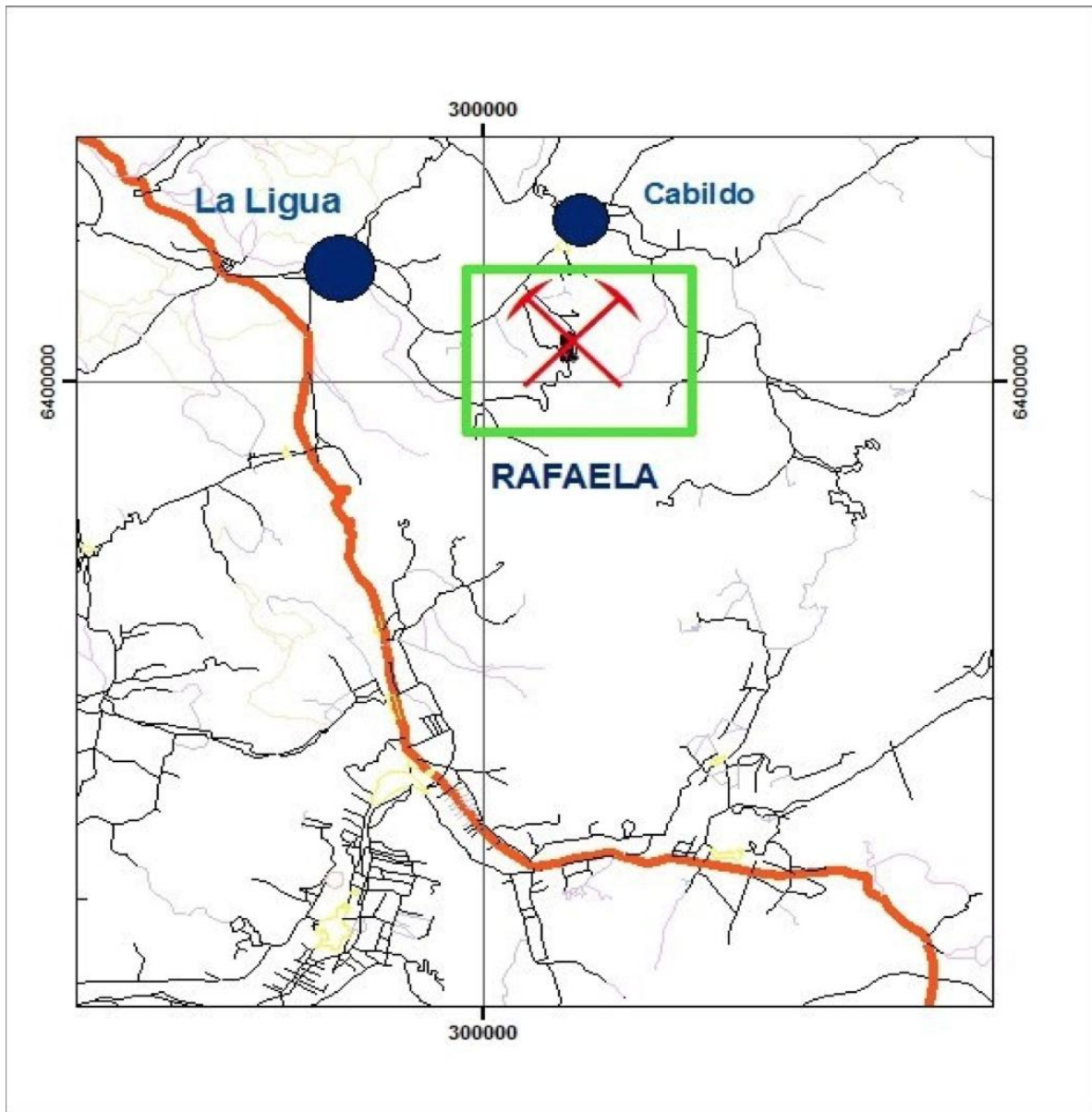


Figura 1 Localización Minera Rafaela

3 Geología

3.1 Marco geológico Regional

Mina Rafaela se encuentra en una región cuyas características geológicas pertenecen a terrenos volcánicos y sedimentarios del Mesozoico y Cenozoico, depositados durante el ciclo andino.

Los dominios estructurales presentes en el área son:

- *Dominio costero:* esencialmente conformado por el basamento paleozoico y las unidades estratificadas jurásicas, correspondientes a las planicies litorales y Cordillera de la Costa.
- *Dominio central:* conformado por la cobertura mesozoica esencialmente cretácica y que corresponde, en su totalidad, a la mediana montaña.
- *Dominio cordillerano:* correspondientes a la cordillera principal, conformado por unidades mesocenoicas, en general, del Jurásico Superior al Mioceno.

La cobertura mesocenoica está constituida en la costa por una secuencia de carácter volcánico ácido a intermedio, en parte subacuático, del Triásico (concordante) y hacia el interior por una formación volcanoclástica de carácter continental (discordante); estas unidades son cubiertas, por sedimentitas marinas y volcanitas continentales del Jurásico Inferior a Superior.

En la costa se reconocen depósitos aterrazados asimilables al Mioceno-Plioceno marino litoral, relacionados con las desembocaduras de los grandes ríos, en tanto que sus equivalentes continentales se identifican en varios niveles de terrazas a lo largo de los valles. La cubierta cuaternaria corresponde a depósitos de playa, fluviales, glacio-fluviales y abundantes depósitos de remoción en masa.

Los depósitos cuaternarios están representados, principalmente, por los sedimentos aluviales recientes que rellenan los valles de los ríos principales (Río Aconcagua) y varios valles y quebradas afluentes, en general dispuestos con sentido Norte-Sur. En la costa principalmente se presentan grandes acumulaciones de dunas, las cuales se han generado por las corrientes costeras que se desplazan de Sur a Norte, arrastrando las arenas de los ríos en esa dirección. En estos mismos

sectores se pueden observar el gran desarrollo de paleodunas que en general se encuentran cubriendo depósitos de coluvio.

3.2 Marco Geológico Local

El distrito minero de Cabildo está localizado en la Cordillera de la Costa de Chile central, V región, entre 70°55'W-32°30'S. En este distrito, la secuencia estratigráfica del Cretácico Inferior está conformada por la Formación Pachacama, Formación Lo Prado y Formación Veta Negra. Esta secuencia se encuentra intruida por cuerpos plutónicos dioríticos a sienograníticos. En las proximidades del distrito, Rivano et al (1993) obtuvieron una edad K/Ar en biotita de 96±3 Ma. La deformación presente en el distrito consiste en un plegamiento homoclinal de dirección NS-N15°W con una inclinación entre 20°-40° hacia el este y numerosas fallas N-S y NNE de naturaleza variable.

La Formación Pachamama se define como una secuencia volcanoclástica continental, cuya litología consiste en brechas, tobas y lavas andesíticas. La Formación Lo Prado consiste en una secuencia volcano-sedimentaria transgresiva, con una litología consistente en intercalaciones de calcilitas negras, calcarenitas grises, niveles de brechas y/o conglomerados andesitas afaníticas, porfídicas y niveles de tobas rojizas. A esta formación se le ha asignado una edad Berriasiense- Valanginiense según el material fosilífero. La Formación Veta Negra consiste en una serie volcánica andesítica con algunas intercalaciones de volcarenitas, conglomerados y brechas. Se ha obtenido una edad plateau 40Ar/39Ar en plagioclasa de 118.7±0.6 Ma (Fuentes et al., 2005), interpretada como la edad de emplazamiento de estas andesitas.

La evolución geológica del distrito minero de Cabildo durante el Cretácico Inferior comenzaría con una gran acumulación volcánica, producto de la formación de un arco volcánico (Formación Pachacama), subsidencia posterior y acúmulo de una secuencia transgresiva sedimentaria (Formación Lo Prado) y, finalmente, la colmatación de la cuenca con una gran producción volcánica (Formación Veta Negra). Asociado a la subsidencia de la cuenca se desarrolla

un metamorfismo de muy bajo grado del paquete infrayacente y, de forma casi coetánea, se produce el emplazamiento de cuerpos plutónicos (Fuentes et al., 2005). Esta historia geológica culmina con la formación de depósitos minerales, principalmente de cobre. Estos yacimientos han sido clasificados hasta el momento como de tipo skarn y tipo manto, concentrándose principalmente en rocas sedimentarias marinas de la Formación Lo Prado.

3.3 Geología Yacimiento

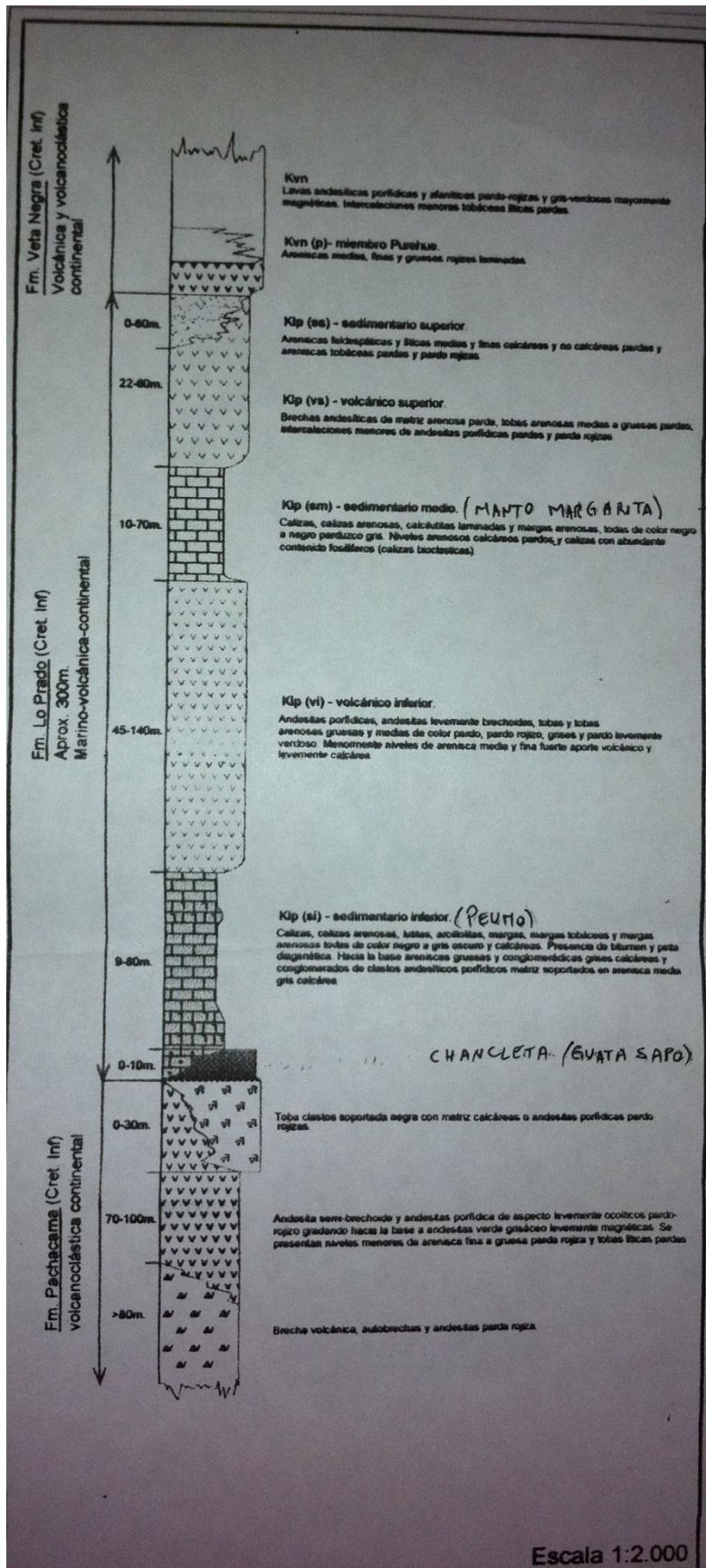
Rafaela se encuentra dentro del distrito cuprífero de Cabildo Sur en la Provincia de Petorca, quinta región de Chile. La mineralización corresponde a un yacimiento mantiforme alojado en la base de la formación Lo Prado.

Esta formación se caracteriza por la presencia de rocas estratificadas, volcánicas y sedimentarias marinas dispuestas en una franja monoclinial de rumbo N-S y manteo Este de edad Cretácico Inferior.

De reconocimientos interior mina y superficiales es posible reconocer una litología compuesta de rocas volcánicas principalmente Andesitas, tobas y brechas; rocas sedimentarias, principalmente Calizas de grano fino y de color gris oscuro a negro, las cuales alojan la principal mineralización de sulfuros, Calizas Arenosas, Areniscas y conglomerados.

3.4 Unidades Litológicas Yacimiento

Se presentan a continuación la columna estratigráfica presente en el yacimiento, la cual hace parte de la formación Lo Prado.



3.5 Mineralización Yacimiento

Estudios han permitido determinar cuatro tipos de mineralizaciones en la zona (Estratoligado, tipo Skarn, Skarn con molibdenita y Mineralización ricas en arseniuros), de las cuales sólo se mencionará la presente en el yacimiento.

En efecto el yacimiento presenta una mineralización de cobre de carácter estratoligado y encajada fundamentalmente en rocas carbonatadas con niveles volcano-sedimentarios. Esta consiste en vetillas y disseminaciones de sulfuros, en muchas ocasiones paralelas a la laminación de la caliza. Mineralógicamente se caracteriza por la presencia de bornita y calcopirita como fases metálicas mayoritarias. La pirita es también muy abundante, aunque como fase diagenética restringida a disseminaciones de finos cristales dentro de la caliza pobre en Cu. Entre las fases accesorias se ha encontrado esfalerita, galena, cobaltina y hawleita (CdS). Los minerales de la ganga corresponden fundamentalmente a calcita, con cantidades menores de prehnita, e intercrecimientos de diversos filosilicatos (clorita, mica...). Además, en los niveles volcano-sedimentarios asociados se encuentran los feldespatos reemplazados por albita. Esta mineralogía de la ganga es compatible con una alteración de muy bajo grado.

4 Yacimiento

4.1 Forma

Si bien el yacimiento se presenta como tipo estratoligado, se ha visto durante el desarrollo de socavones de exploración la presencia de “bolsones” de mineralización presentes en las zonas con mayor presencia de alimentadores. Estos alimentadores corresponden a vetillas de calcita mineralizadas dejadas tras el ingreso de fluidos ricos en sulfuros de cobre. Estos bolsones son pues zonas mineralizadas subverticales con potencias que van desde los 1,5 [m] hasta los 3[m] con leyes que decrecen a medida que se sube por la calcilutita.

Para la mayoría del yacimiento se ha definido una mineralización de tipo estratoligado, su forma pues es mantiforme de una potencia media de 2,5 metros y manteo 20°E.

4.2 Tamaño

El yacimiento considerando todos los recursos, corresponde a un cuerpo mantiforme de 1000 metros de largo, 600 de ancho y una potencia media de 2,5 metros. Además existen zonas mineralizadas subverticales con potencias medias de 2 metros, corridas de hasta 15 metros y alturas de 10 metros. Estas han sido detectadas en los socavones de exploración y explotadas de manera irregular por medio de levantes.

4.3 Roca Caja

Dado que la mineralización se encuentra alojada en un manto en el nivel litológico de Calcarenitas el cual colinda con el nivel litológico de las Calcilutitas en el techo del manto mineralizado, la roca de caja correspondería a ambas litologías.

Para la mineralización alojada en el sector de las calcilitas negras, su roca de caja será esta misma. Su principal diferencia será la ausencia de vetillas de calcita lo que le otorga una mayor cohesión.

Finalmente para la mineralización superficial la roca de caja corresponde a brechas Volcánicas.

5 Recursos

Según información entregada por la empresa basada en informes de ENAMI e Informes de Geólogos el yacimiento cuenta con un total de Recursos de más de 1.5M Toneladas con una ley media de 1.8%. Se presentan a continuación la estimación de recursos al 21/08/2006.

Tabla 1 Recursos Mina Rafaela S.A

| Tabla de Recursos Mina Rafaela S.A. | | Ton | Ley |
|-------------------------------------|-------------------|------------------|------|
| Según Informe Enami | Chimenea 6 | 12.960 | 2,21 |
| Según Informe Enami | Bloque A | 4.498 | 2,1 |
| Según informe Geólogo | Bloque 14 | 7.000 | 1,8 |
| Según Informe Geólogo | Bloque 15 | 11.000 | 1,8 |
| Según Informe Geólogo | Bloque A2 | 11.800 | 1,6 |
| Según Informe Geólogo | Bloque A1 | 5.000 | 1,6 |
| Según Informe Geólogo | Bloque B | 13.500 | 2,1 |
| Según Informe Geólogo | Bloque R21 N | 12.800 | 2,1 |
| Según Informe Geólogo | Bloque R21 S | 16.500 | 2,1 |
| Según Informe Geólogo | Bloque R3 S | 22.450 | 1,5 |
| Según Informe Geólogo | Bloque C | 54.000 | 2,3 |
| Según Informe Geólogo | Bloque D | 16.200 | 2,3 |
| Según informe Geólogo | Bloque B | 58.050 | 2,3 |
| Según Informe Geólogo | Bloque Nv. 728 | 135.000 | 2,3 |
| | | | |
| Recursos Medidos | Total | 380.758 | 2,17 |
| | | | |
| Recursos Indicados | Total | 438.750 | 1,8 |
| | | | |
| Recursos Inferidos | Total | 877.500 | 1,6 |
| | | | |
| | Gran Total | 1.697.008 | |

A la fecha de realizar este informe, del total de recursos existentes en Mina Rafaela, se han extraído bajo concepto de exploración del yacimiento un total aproximado de 5.700 toneladas de mineral con un contenido de 80 toneladas de finos de cobre y 50 kg de Ag⁴. Se presenta a continuación la Tabla Resumen Actualizada de los Recursos presentes en Mina Rafaela.

⁴ Fuente: Reportes Productividad Mina Rafaela, ENAMI.

Tabla 2 Tabla Resumen Recursos Mina Rafaela S.A

| Tabla de Recursos Mina Rafaela S.A. | | Ton | Ley |
|-------------------------------------|--------------|------------------|------------|
| Medidos | | 375.007 | 2,1 |
| Indicados | | 438.750 | 1,8 |
| Inferidos | | 877.500 | 1,6 |
| | Total | 1.691.257 | 1,8 |

6 Caracterización Macizo Rocoso

Dada las características mantiforme del yacimiento y la presencia de alimentadores que generan bolsones mineralizados, el yacimiento ha sido explotado por dos métodos diferentes, los cuales son: Método de Caserones y Pilares o (*Room&Pillar*) y método de Caserones. Actualmente existe una zona que fue explotada por el método de caserones y pilares en el socavón 779 en la cual se realizó un mapeo para caracterizar el macizo rocoso y una segunda gran zona que corresponde a la zona de Calizas Negras, la cual corresponde a un manto mineralizado de calcilitas de orientación N15°W del cual también se realizó una campaña de mapeo del macizo rocoso.

Con el fin de generar esta caracterización se realizaron ensayos UCS (*compresión uniaxial simple*) en testigos obtenidos de la campaña de sondajes elaborada por ENAMI el año 2001. De esta campaña se obtuvieron muestras representativas de todas las litologías presentes conocidas en la zona de influencia de la campaña⁵ con excepción de las calizas negras, las cuales fueron estudiadas mediante la extracción de testigos a partir de colpas obtenidas desde la frente de avance. Además se realizó un mapeo interior mina para determinar los índices RQD, RMR y Q de Barton modificado para utilización del método Mathews.

El desarrollo de esta etapa del proyecto, se llevó a cabo mediante el apoyo del cuerpo docente del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, en particular de la profesora Sofía Rebolledo y los profesores Raúl Castro y Javier Vallejos. Por su parte los ensayos UCS fueron encargados al laboratorio de Geotecnia de la Universidad de Chile cumpliendo con la norma ASTM 2938-95.

El término de esta etapa permite establecer una revisión del estado de la información existente a la fecha y de esta manera poder planificar las próximas etapas de desarrollo.

⁵ En anexo 1 se presenta el informe elaborado por el ingeniero de minas Jaime Silva Garín intitulado: “INFORME SOBRE SONDAJES MINA RAFAELA DISTRITO CABILDO SUR V REGION-CHILE”

A partir de los resultados obtenidos se podrá generar una primera base de datos que respalde los estudios hechos en esta etapa inicial de Ingeniería Conceptual.

6.1 Antecedentes y fuentes de información

Los antecedentes específicos en los que se enmarca el presente informe consideran el trabajo desarrollado durante el año 2010 en relación a diversos mapeos geológicos al interior de mina Rafaela sector socavón 728 y 779, además del mapeo en superficie de zona óxidos. Estos mapeos fueron realizados con el fin de generar una base de datos suficientemente representativa con la cual definir los distintos sectores geotécnicos presentes. Con estos datos se pudo determinar los parámetros RMR (para zona óxidos), Q de Barton modificado para utilización de la metodología “*Mathews stability graph*” y GSI.

Además se consideran los trabajos realizados en el Laboratorio de Mecánica de Roca de la Universidad de Chile con el fin de determinar la resistencia a la compresión uniaxial simple de las distintas litologías presentes.

Se utilizaron también una serie de antecedentes técnicos específicos y fuentes de información, entre los cuales se destacan principalmente los siguientes:

1. Jaime Silva. (2001): **Informe Final “Informe sobre sondajes Mina Rafaela Distrito Cabildo Sur V Región-Chile”**, Informe geológico emitido en Mayo de 2001.
2. Profesor Dr. Javier Vallejos (2010) **“Comportamiento Roca Intacta”**, parte del curso Mecánica de Rocas, Universidad de Chile.
3. E.Hoek, E.T.Brown. **“Estimación de la Resistencia de Macizos Rocosos en la Práctica”** primer taller geotécnico interdivisional, división Chuquicamata de Codelco, estándares para la caracterización geotécnica de rocas, estructuras y macizos rocosos, Julio 1997.

6.2 Calidad y confiabilidad de la información

La información geológica-geotécnica utilizada se basa principalmente en la información recolectada en esta última etapa del proyecto la cual consiste en la caracterización geotécnica estructural de las labores subterráneas de la Rampa de exploraciones.

Se utilizó además información recolectada de la campaña de sondajes realizada el año 2001 la cual consta de 297,64 m de sondajes (8 sondajes geológicos-geotécnicos ingresados en la Base de Datos de Minera Rafaela), complementada con información proveniente del informe sobre dicha campaña realizado por el Ingeniero de Minas Jaime Silva “**Informe sobre sondajes Mina Rafaela Distrito Cabildo Sur V Región-Chile**” 2001.

Toda esta información, que de acuerdo a su alta confiabilidad, se designa como información física o “dura”, la información complementaria, producto de la interpretación de los datos físicos o “duros” y/o extrapolación de los mismos, se considera como de carácter interpretativa o “blanda”.

Esta información, de acuerdo al estado actual del Proyecto, tiene un nivel de incerteza inherente al nivel de ingeniería de prefactibilidad en la que se encuentra.

6.2.1 Calidad de la Información

Información física o Dura: Se designa de esta forma a toda la información de carácter “dura”, es decir, que se obtiene directamente del mapeo geotécnico de superficies, mapeo geológico-geotécnico de sondajes:

- **Mapeo de Sondajes:** Información obtenida a partir del mapeo de sondajes incluye:
 - 297,64 m del sector “Socavón 728 y 779” (8 sondajes geológicos-geotécnicos ingresados a la base de datos de Minera Rafaela el año 2001, sólo con características de FF)

- **Ensayos de Propiedades Resistentes:** Corresponde a la información obtenida a partir de 22 ensayos uniaxiales simples (UCS) en las distintas litologías presentes en la zona estudiada.

Información interpretativa: Considera información generada como resultado del análisis y síntesis de toda la “información dura” disponible en el proyecto, y que es utilizada, tanto en la interpretación de los resultados de los estudios especiales, como en la proyección de “información dura” en zonas con una baja densidad de datos. Se considera también como información interpretativa al rango de influencia entre 50 y 100 m respecto al dato duro y cuya confiabilidad es considerada moderada.

6.2.2 Confiabilidad de la información

Si bien el reconocimiento y evaluación geológico-geotécnica en las labores de exploración sumado a los estudios realizados en base a las campañas de sondajes generan un gran aporte para la planificación de trabajos futuros que conllevan a una explotación mecanizada del cuerpo mineralizado, gran parte de estos estudios fueron realizados sin la directa supervisión de un geólogo en terreno y como parte un trabajo de memoria para optar al título de Ingeniero de Minas.

A partir de la información disponible y de los mejoramientos en el nivel de la calidad y cantidad de la información además del grado de certeza de ésta, es posible definir un nivel de información correspondiente a una etapa de Ingeniería de Prefactibilidad. Cabe destacar que la determinación de la totalidad de los parámetros estructurales por medio de mapeo in situ minimiza el error asociado a la extracción y manejo de los testigos de sondajes lo cual aporta un nivel superior de confiabilidad a la información.

Se propone las siguientes definiciones para clasificar el nivel de confiabilidad de la información geotécnica (Figura 2)

- **Confiabilidad Alta**

Se define cuando la continuidad de las unidades geotécnicas y condición estructural dentro del macizo rocoso en el espacio se encuentra confirmada con intersecciones congruentes. La confiabilidad de los datos es tal que se puede emplear para realizar un modelamiento discreto con una confiabilidad máxima del 85%. Ésta se encuentra asociada a las cercanías de información proveniente de mapeos geotécnicos-estructurales in situ (± 50 metros) y de la información proveniente de sondajes. Se considera por ende de confiabilidad alta a todo dato “duro” o de directa interpolación de estos a una distancia menor a los 50 m.

- **Confiabilidad Moderada**

Se define cuando la continuidad de las unidades geotécnicas y condición estructural dentro del macizo rocoso en el espacio se encuentra presumida a partir de interpretaciones razonables. La confiabilidad de los datos es tal que se puede interpolar entre datos duros y emplear para realizar un modelamiento. Se encuentra asociado a las zonas adyacentes al nivel de información de alta confiabilidad (superficie ubicada entre 50 a 100 m del dato duro de sondaje o mapeo).

- **Confiabilidad Baja**

Se define cuando la continuidad de las unidades geotécnicas y condición estructural dentro del macizo rocoso en el espacio se encuentra inferida a partir de supuestos razonables. Son sectores en donde la información presentada es solamente inferida y basada principalmente en extrapolaciones razonables de datos duros, sin intersecciones que confirmen las interpretaciones.

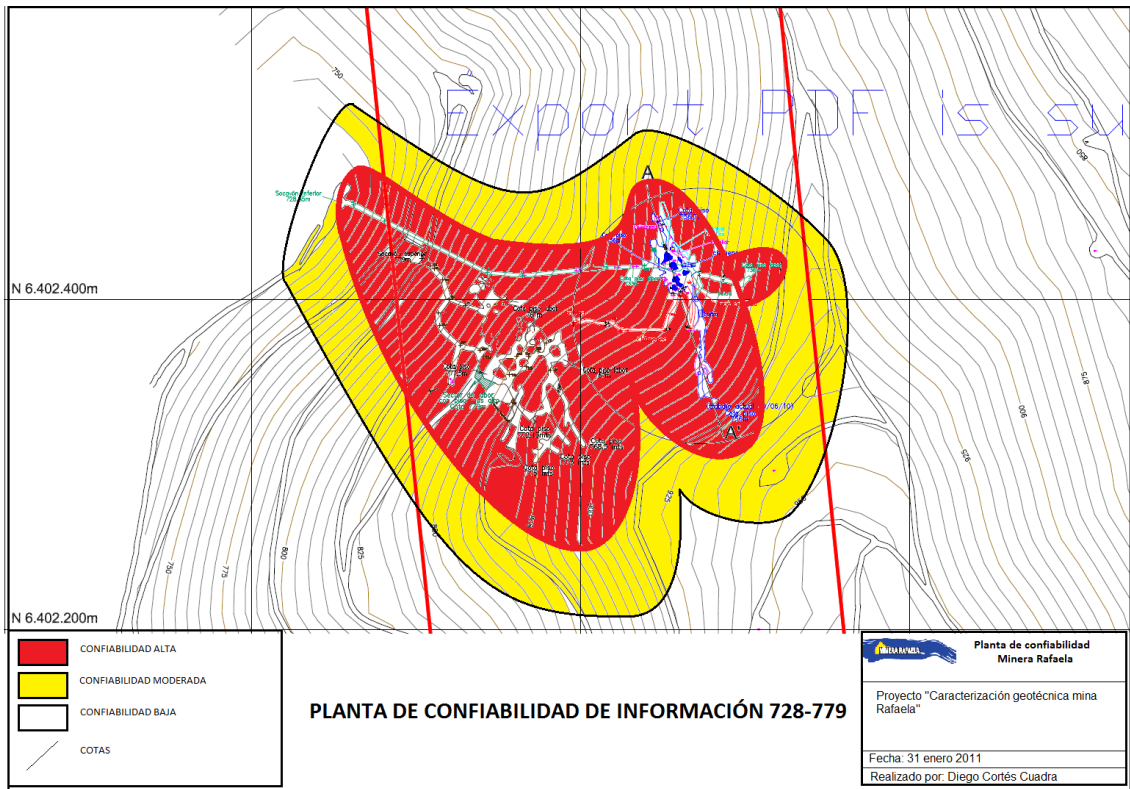


Figura 2 Planta general sectores socavón 728-779 para la Confiabilidad de la Información

6.3 Antecedentes Topográficos

Para el modelamiento de los distintos parámetros e índices de calificación y clasificación geotécnica se utilizó como límite superior la topografía actual de Mina Rafaela sectores “Socavón 728 y 779” a Junio de 2010. Las dimensiones del área explorada alcanzan los 250 m de dirección E-W y un ancho de 200 m. Los antecedentes topográficos se detallan a continuación y son los que se observan en las figuras 3 y 4.

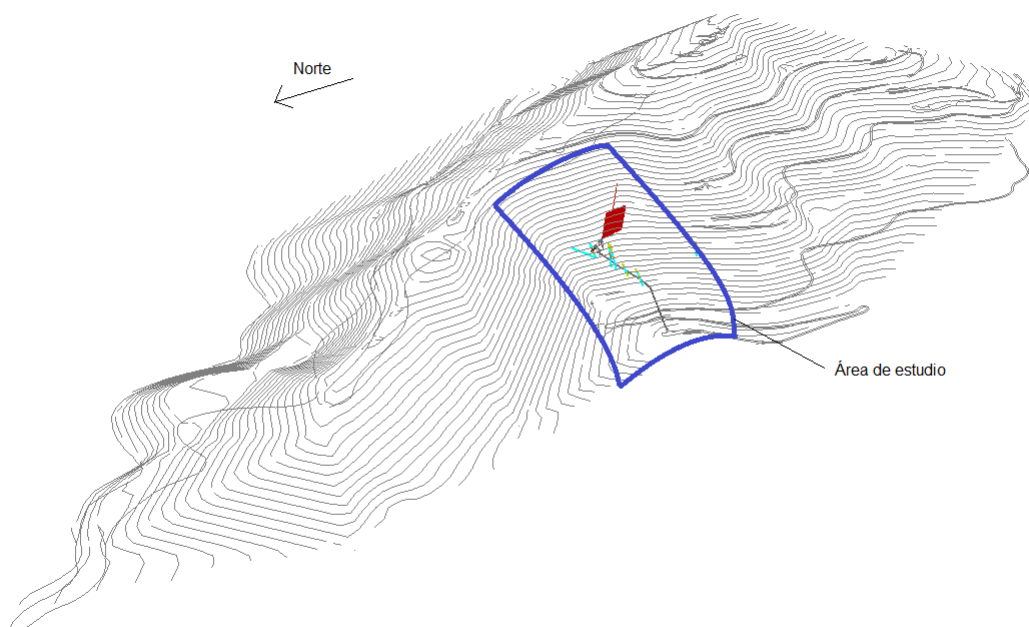


Figura 3 Vista 3D superficie Mina Rafaela y labores a Junio 2010.

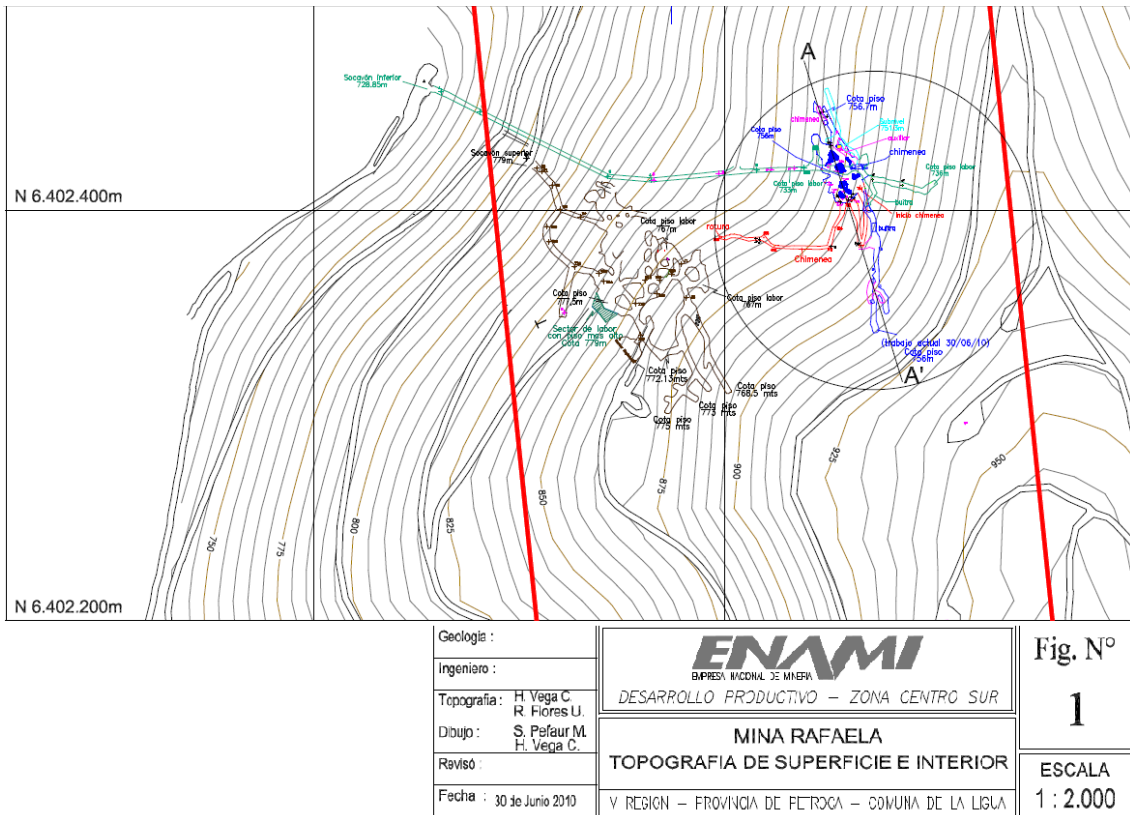


Figura 4 Vista en Planta sectores de estudio socavón 728-779

- Topografía Mina Rafaela: Superficie utilizada como límite superior actualizado a Junio de 2010.
- Sectores “Socavón 728” y “Socavón 779”: Sectores en desarrollo enfocados principalmente en la exploración del yacimiento por mineral.

6.4 Caracterización Estructural

6.4.1 Generalidades

La caracterización estructural del proyecto en la etapa de Scoping consideró la información de sondeos provenientes tanto del informe realizado por el Ingeniero Jaime Silva, como de los datos duros obtenidos de la misma campaña y de una nueva campaña de mapeo in situ de estructuras la cual contó con un total de más de 30 puntos de control (Figura 5).

Para esta etapa del proyecto se consideró el informe “Informe sobre sondeos Mina Rafaela Distrito Cabildo Sur V Región-Chile”, que contempló, desde su génesis, la caracterización litológica y frecuencia de fractura para las distintas zonas mapeadas e incorporó nueva información a partir del mapeo de labores subterráneas.

El aumento de información contribuyó principalmente a mejorar el conocimiento del comportamiento estructural en profundidad y superficie, esto permitió llevar a cabo estudios para determinar los índices Q de Barton Modificado y RMR.

6.4.2 Antecedentes Disponibles

Para la realización de la caracterización estructural, se dispuso de toda la información existente. Esta provino de 3 fuentes distintas, las cuales se describen a continuación.

Recopilación de información

La información disponible corresponde casi en su totalidad a mapeos de estructuras realizados por ENAMI en visitas a terreno. En estos trabajos se describen la presencia de fallas mayores indicando rumbo y manteo.

Mapeo Estructural en superficie

Esta información es capturada en los sectores Golondrina 1, 2 y Morro abarcando un área total aproximada de 300 m². En los cuales se determinó el número de discontinuidades por m³ el espaciamiento entre discontinuidades y las condiciones de las discontinuidades.

Mapeo Estructural Rampa Exploración sector Socavón 728 y 779

Esta información fue recopilada sistemáticamente a partir de Caracterización Geotécnica Estructural de las Labores Subterráneas. La caracterización de estas labores se realizó de acuerdo a un modelo de mapeo abarcando la totalidad del nivel 756.

Estas labores aportaron datos estructurales representativos del manto mineralizado conocido como Calizas Negras en la zona de confiabilidad antes presentada.

6.4.3 Metodología de Trabajo

La metodología de trabajo se desarrolló principalmente a través de dos etapas sucesivas en el tiempo, estas se dividieron en Recopilación de la información existente y Mapeo Geológico-Geotécnico en labores subterráneas y superficiales de interés para la explotación. En la Figura 5 se presentan los puntos de control utilizados para el mapeo de la zona Nivel 756-Sur y Nivel 756-norte.

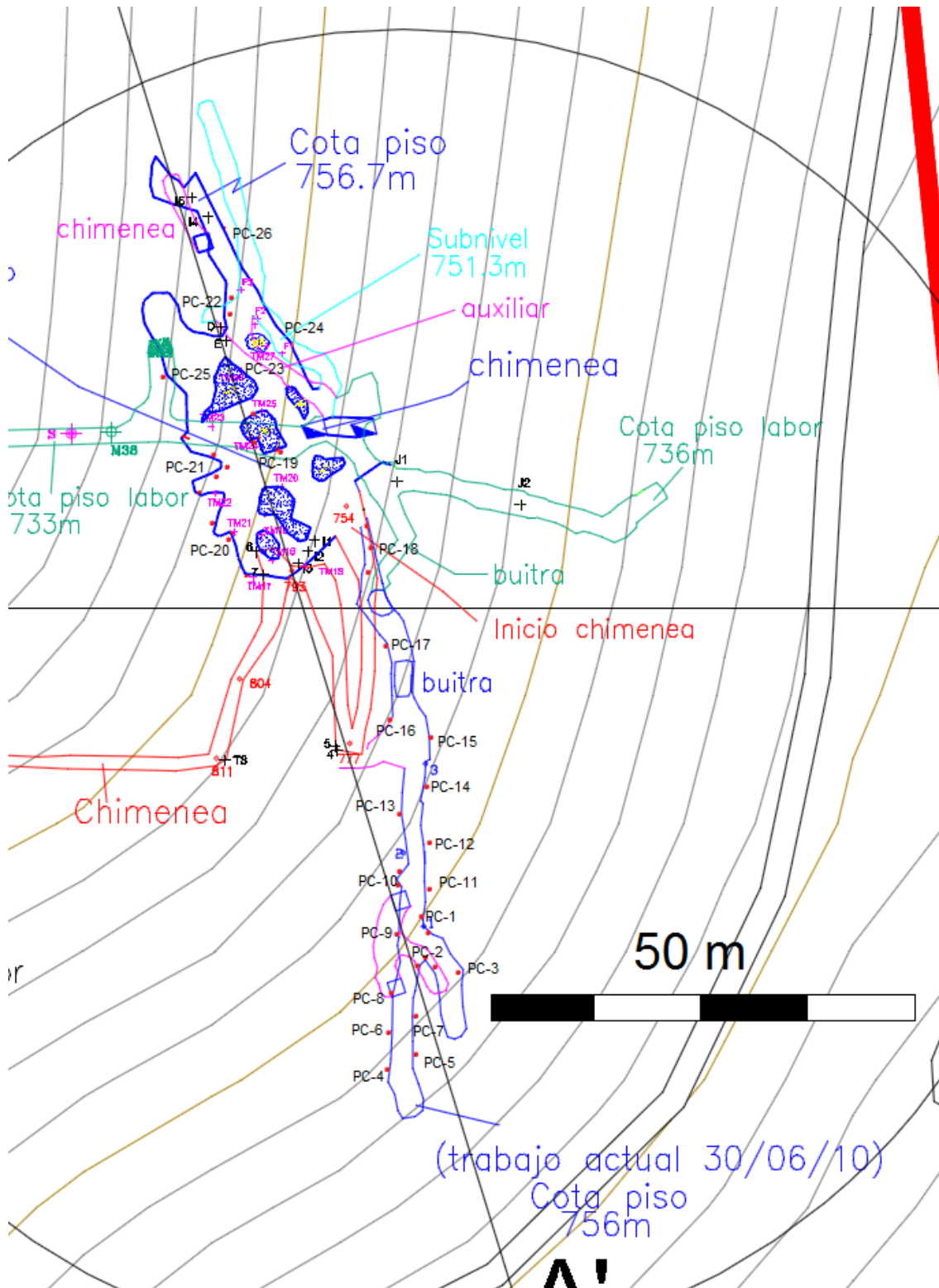


Figura 5 Puntos de Control mapeo sector 756

6.4.3.1 Recopilación de la Información

La primera parte del trabajo corresponde a la recopilación de la información existente, considerando tanto los trabajos realizados por la misma empresa como por ENAMI. Estos corresponden principalmente al mapeo de Estructuras mayores. Se presenta a continuación el plano presentado por ENAMI del trabajo realizado, en él se muestran los niveles 728 y 779 en vista en planta (Figura 6) y perfil de las distintas secciones A-A' B-B' y C-C' (Figuras 7,8 y 9)

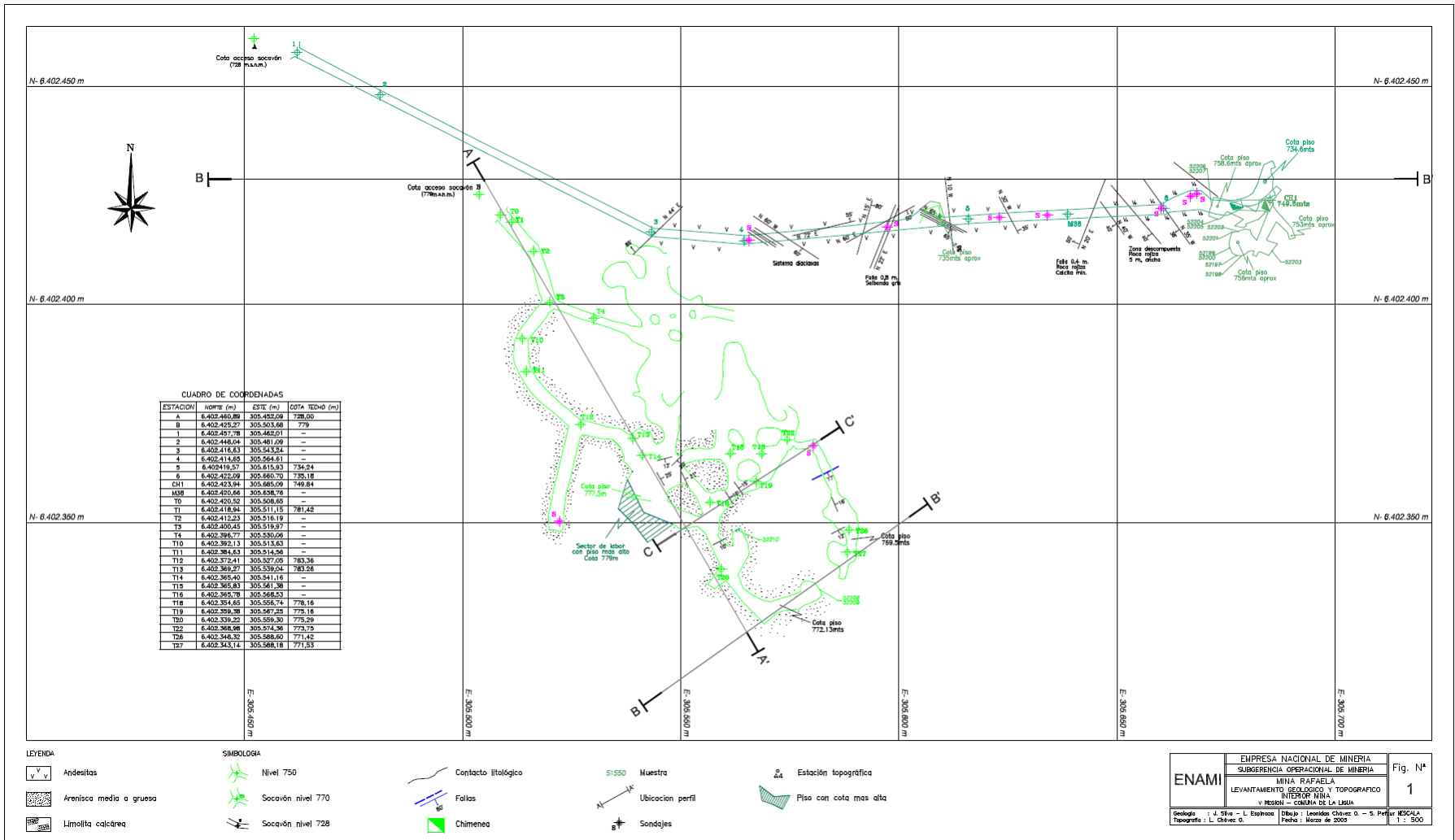


Figura 6 Vista en Planta nivel 728 y 779

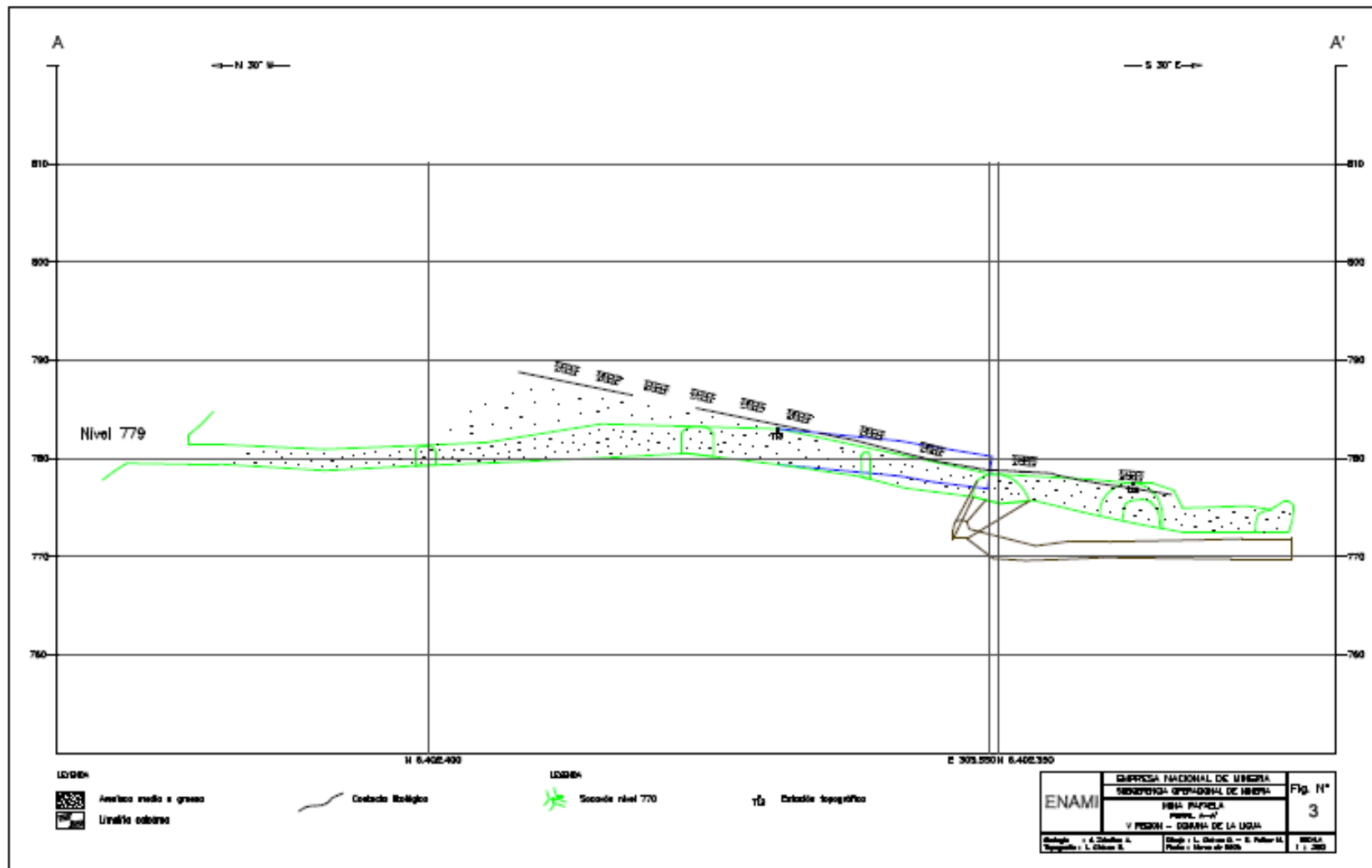


Figura 7 perfil A-A'

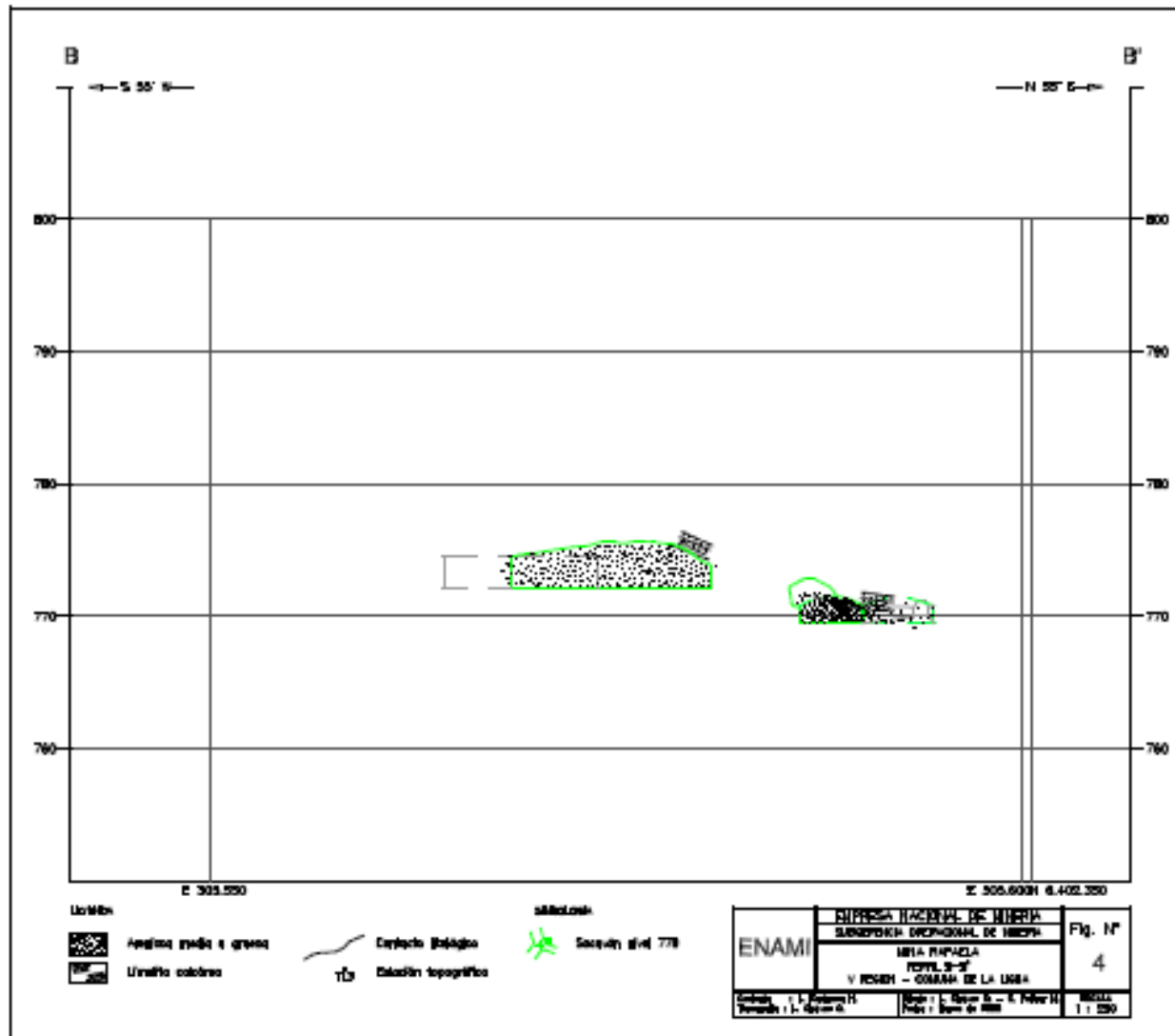


Figura 8 Perfil B-B'

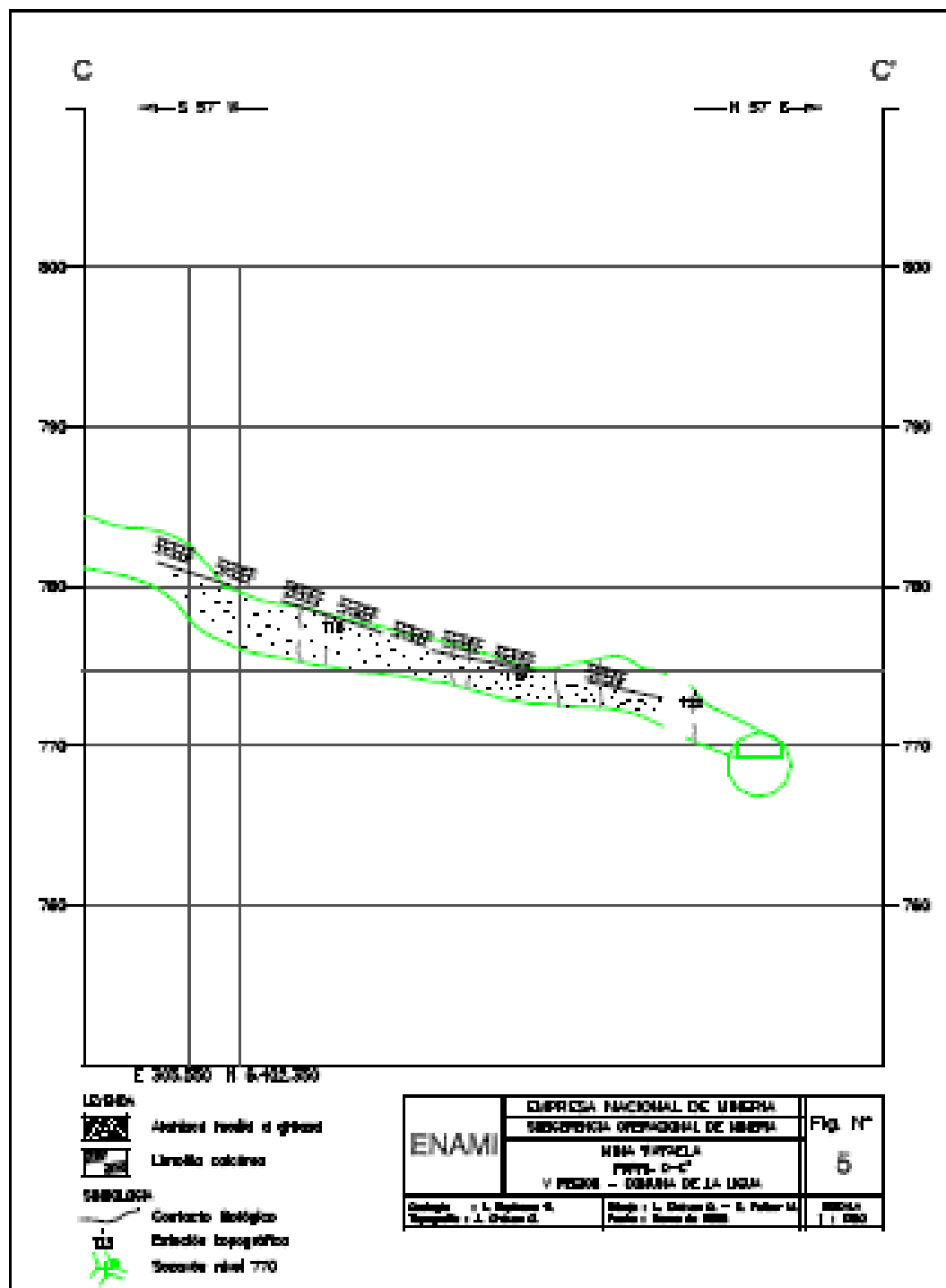


Figura 9 Perfil C-C'

6.4.3.2 Mapeo Geológico-Geotécnico

Una segunda etapa correspondió al mapeo interior mina de discontinuidades en el sector Nivel 756. Este nivel está compuesto de dos litologías diferentes y sobrepuestas (RUMBO Y MANTEO N20°E, 20°) las cuales fueron debidamente consideradas en la presentación de los datos.

En esta etapa se analizaron el tamaño de los bloques formados dentro del macizo rocoso y la resistencia entre los bloques, controlada por la resistencia en las discontinuidades.

Para ello se realizó un mapeo de discontinuidades en sectores que evidenciaran presencia de estructuras no generadas por el uso de explosivos (mayor persistencia y rumbos congruentes) en el sector Nivel 756 Sur y en toda el área correspondiente al sector 756 Norte. El mapeo fue apoyado por fotografías de los diferentes puntos, las cuales tras ser tratadas computacionalmente entregaron estimaciones de los valores de RQD buscados.

Por su parte la determinación de las propiedades de las discontinuidades fue realizada en base a la Tabla 3 directamente desde terreno.

Además en el sector conocido como Golondrina 1,2 y Morro se realizaron, apoyado también de fotografías el mapeo del número de discontinuidades por m³, el espaciamiento entre discontinuidades y las condiciones estas.

Tabla 3 Clasificación de los parámetros utilizados en índice de Barton (1974)

Classification of individual parameters used in the Tunnelling Quality Index Q (After Barton et al 1974).

| DESCRIPTION | VALUE | NOTES |
|---|------------------|---|
| 1. ROCK QUALITY DESIGNATION | <i>RQD</i> | |
| A. Very poor | 0 - 25 | 1. Where <i>RQD</i> is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q . |
| B. Poor | 25 - 50 | |
| C. Fair | 50 - 75 | |
| D. Good | 75 - 90 | 2. <i>RQD</i> intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate. |
| E. Excellent | 90 - 100 | |
| 2. JOINT SET NUMBER | J_n | |
| A. Massive, no or few joints | 0.5 - 1.0 | |
| B. One joint set | 2 | |
| C. One joint set plus random | 3 | |
| D. Two joint sets | 4 | |
| E. Two joint sets plus random | 6 | |
| F. Three joint sets | 9 | 1. For intersections use $(3.0 \times J_n)$ |
| G. Three joint sets plus random | 12 | |
| H. Four or more joint sets, random, heavily jointed, 'sugar cube', etc. | 15 | 2. For portals use $(2.0 \times J_n)$ |
| J. Crushed rock, earthlike | 20 | |
| 3. JOINT ROUGHNESS NUMBER | J_r | |
| <i>a. Rock wall contact</i> | | |
| <i>b. Rock wall contact before 10 cm shear</i> | | |
| A. Discontinuous joints | 4 | |
| B. Rough and irregular, undulating | 3 | |
| C. Smooth undulating | 2 | |
| D. Slickensided undulating | 1.5 | 1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m. |
| E. Rough or irregular, planar | 1.5 | |
| F. Smooth, planar | 1.0 | |
| G. Slickensided, planar | 0.5 | 2. $J_r = 0.5$ can be used for planar, slickensided joints having lineations, provided that the lineations are oriented for minimum strength. |
| <i>c. No rock wall contact when sheared</i> | | |
| H. Zones containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact | 1.0 (nominal) | |
| J. Sandy, gravely or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact | 1.0 (nominal) | |
| 4. JOINT ALTERATION NUMBER | J_a | ϕ r degrees (approx.) |
| <i>b. Rock wall contact before 10 cm shear</i> | | |
| F. Sandy particles, clay-free, disintegrating rock etc. | 4.0 | 25 - 30 |
| G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick) | 6.0 | 16 - 24 |
| H. Medium or low over-consolidation, softening clay mineral fillings (continuous < 5 mm thick) | 8.0 | 12 - 16 |
| J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, (continuous < 5 mm thick). Values of J_a depend on percent of swelling clay-size particles, and access to water. | 8.0 - 12.0 | 6 - 12 |
| <i>c. No rock wall contact when sheared</i> | | |
| K. Zones or bands of disintegrated or crushed rock and clay (see G, H and J for clay conditions) | 6.0 | |
| L. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening | 8.0 | |
| M. Thick continuous zones or bands of clay | 8.0 - 12.0 | 6 - 24 |
| N. Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction, non-softening | 5.0 | |
| O. Thick continuous zones or bands of clay | 10.0 - 13.0 | |
| P. & R. (see G.H and J for clay conditions) | 6.0 - 24.0 | |

6.4.4 Resultados Obtenidos

Mapeo Sector Nivel 756 Sur

Se Presentan a continuación los resultados obtenidos del mapeo realizado en el sector Nivel 756 Sur. Se agregan además fotografías representativas de las principales condiciones presentes en el lugar.

Tabla 4 Mapeo Discontinuidades Sector Nivel 756 Sur

| Mapeo Discontinuidades Sector Nivel 756 Sur | | |
|---|---------------------------------|-----|
| Litología | Calizas Negras | |
| Punto de Control (PC) | N° Discontinuidades por m3 [Jv] | RQD |
| 1 | 18 | 56 |
| 2 | 15 | 66 |
| 3 | 19 | 52 |
| 4 | 9 | 85 |
| 5 | 27 | 26 |
| 6 | 18 | 56 |
| 7 | 20 | 49 |
| 8 | 24 | 36 |
| 9 | 15 | 66 |
| 10 | 24 | 36 |
| 11 | 19 | 52 |
| 12 | 18 | 56 |
| 13 | 30 | 16 |
| 14 | 25 | 33 |
| 15 | 15 | 66 |
| 16 | 25 | 33 |
| 17 | 12 | 75 |
| 18 | 12 | 75 |
| | Mínimo | 16 |
| | Máximo | 85 |
| | Promedio | 52 |



Figura 10 Mapeo PC-3

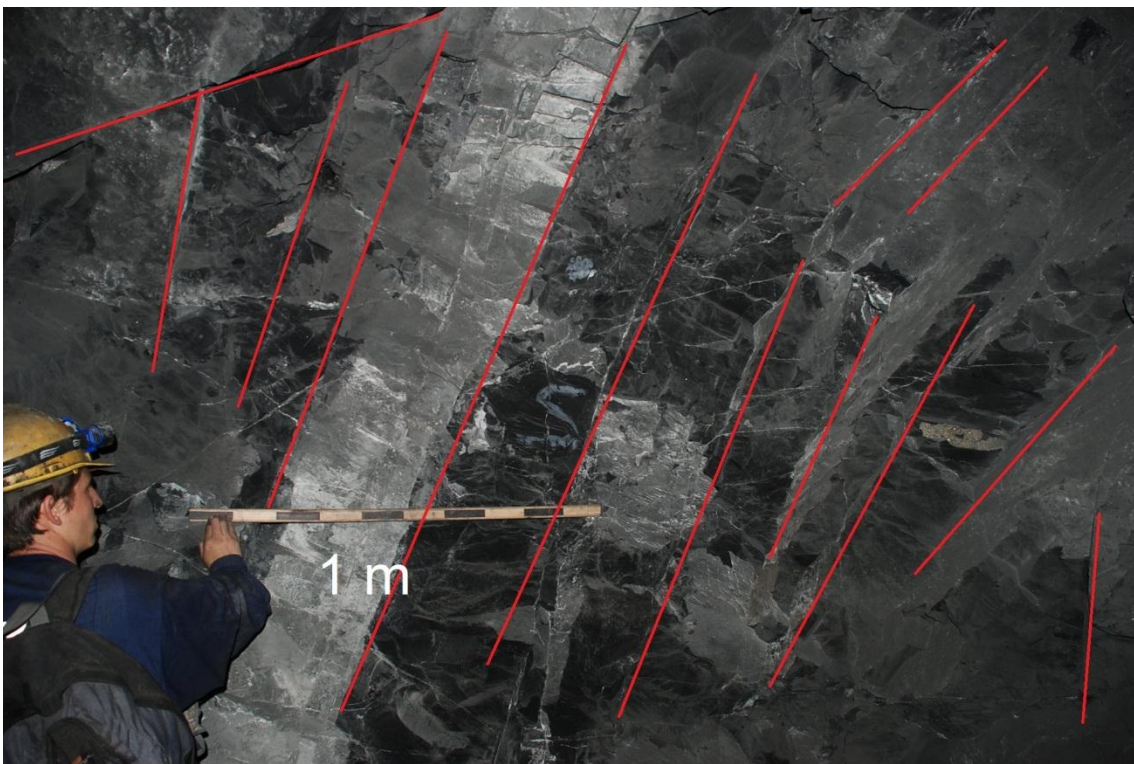


Figura 11 Mapeo PC-3 marcado



Figura 12 Mapeo PC-18 vista techo bloque



Figura 13 Mapeo PC-18 vista techo bloque medido



Figura 14 Mapeo PC-18 Vista S-N



Figura 15 Mapeo PC-18 Vista S-N medido



Figura 16 Mapeo PC-18 Vista N-S



Figura 17 Mapeo PC-18 Vista N-S medido

Dado que en este sector es posible encontrar mineralización en forma de veta o bolsones se realizaron los estudios correspondientes a la caracterización de discontinuidades según la metodología del índice de Q de Barton modificado para aplicación de Mathews. El sector conocido como Nivel 756 Norte, al corresponder a una litología “intermedia” entre la Andesita y las Calizas Negras de potencia menor a 5 metros no puede alojar una mineralización que sea posible extraer por métodos de caseroneo.

Se presentan pues los resultados obtenidos de los componentes del índice Q'⁶

Tabla 5 Características Geomecánicas N-756-S

| Características geomecánicas sector Nivel 756 Sur | |
|--|-----|
| RQD ⁷ [%] | 52 |
| Joint set number (Jn) | 6 |
| Joint roughness (Jr) | 1,5 |
| Joint alteration (Ja) | 1 |

Mapeo Sector Nivel 756 Norte

Se Presentan a continuación los resultados obtenidos del mapeo realizado en el sector Nivel 756 Norte. Al igual que en el caso anterior se agregan además fotografías representativas de las principales condiciones presentes en el lugar.

⁶ Q': Q de Barton modificado para aplicación método Mathews.

⁷ Valor Obtenido de la Tabla 3

Tabla 6 Mapeo Discontinuidades Nivel 756 Norte

| Mapeo Discontinuidades Sector Nivel 756 Norte | | |
|---|---------------------------------|-----|
| Litología | Calcarenitas | |
| Muestra | N° Discontinuidades por m3 [Jv] | RQD |
| 19 | 15 | 66 |
| 20 | 18 | 56 |
| 21 | 13 | 72 |
| 22 | 14 | 69 |
| 23 | 18 | 56 |
| 24 | 23 | 39 |
| 25 | 27 | 26 |
| 26 | 16 | 62 |
| | Mínimo | 26 |
| | Máximo | 72 |
| | Promedio | 56 |



Figura 18 Mapeo PC-19

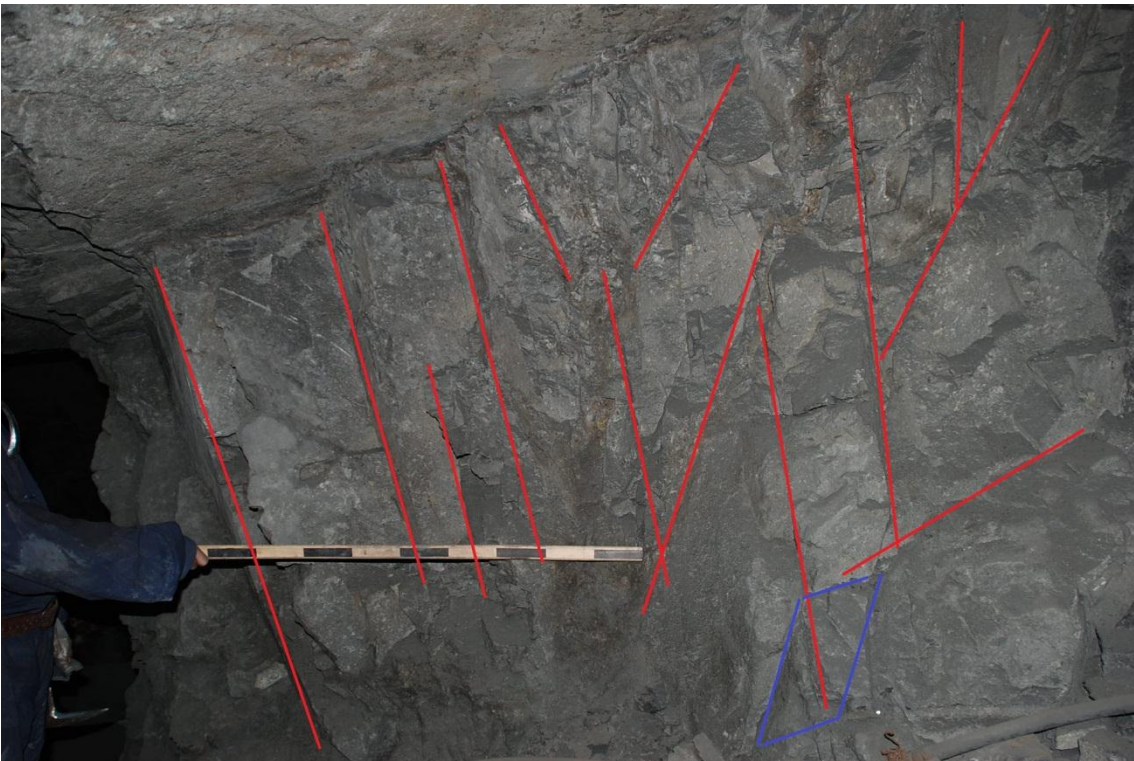


Figura 19 Mapeo PC-19 medido

Mapeo Óxido Superficie

Se Presentan a continuación los resultados obtenidos del mapeo realizado en el sector Óxidos Superficie Golondrina 1,2 y Morro. Las características mapeadas corresponden a los parámetros necesarios para la caracterización según el criterio de RMR, los cuales se presentan en la tabla 8. Al igual que en el caso anterior se agregan además fotografías representativas de las principales condiciones presentes en el lugar.

Tabla 7 Mapeo Discontinuidades Sector Óxidos

| Mapeo Discontinuidades Sector Oxidos Superficiales | | |
|--|---------------------------------|-----|
| Litología | | |
| Muestra | N° Discontinuidades por m3 [Jv] | RQD |
| 1 | 21 | 46 |
| 2 | 30 | 16 |
| 3 | 19 | 52 |
| 4 | 24 | 36 |
| 5 | 27 | 26 |
| 6 | 18 | 56 |
| 7 | 20 | 49 |
| 8 | 24 | 36 |
| 9 | 13 | 72 |
| | Mínimo | 16 |
| | Máximo | 72 |
| | Promedio | 43 |



Figura 20 Golondrina 1



Figura 21 Golondrina 1 mapeado

Tabla 8 Descripción Discontinuidades

| | RANGO |
|---|---|
| Espaciamiento de Discontinuidades (Spacing of discontinuities) | 200-600 mm |
| Condición de Discontinuidades | |
| Persistencia (Discontinuity length) | 1-3 m |
| Abertura (Separation) | 1-5 mm |
| Rugosidad (Roughness) | Rugoso(Rough) |
| Relleno (gouge) | no |
| Erosión (Weathering) | Áltamente erocionado (Highly weathered) |
| Presencia de agua | no |

6.5 Caracterización Geotécnica

En este capítulo se describen las diferentes Unidades geotécnicas Básicas reconocidas en el Proyecto, así como también, las estimaciones de sus propiedades de “roca intacta” en profundidad. Con esta información sumada a la obtenida del capítulo anterior es posible entregar, con la certeza que corresponde a un estudio en esta etapa, los valores obtenidos de los índices estudiados para las distintas zonas.

Fuera del alcance del presente informe quedan las propiedades de mayor escala de las estructuras y Unidades Geológicas debido a que no aportan información requerida para un estudio de estas características.

Los índices estudiados, como ya se mencionó, corresponden al índice RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski (1989), el índice GSI y el índice Q de Barton modificado para su uso en el Método de Mathews de dimensionamiento de Caserones.

6.5.1 Unidades geotécnicas Básicas en el Proyecto.

De acuerdo al mapeo en terreno tanto en las labores subterráneas como en la zona de óxidos, es posible definir cuatro grandes unidades geotécnicas básicas en el proyecto. Esta definición se basa principalmente en las litologías presentes en las cuatro grandes zonas de mineralización. Estas son:

- Zona Óxidos superficiales
- Zona Andesitas
- Zona Calizas Negras.
- Zona Calcarenitas.

Dado que las áreas desarrolladas no son extensas se ha podido realizar un mapeo de estructuras en las distintas zonas verificando su homogeneidad.

6.5.1.1 Descripción Unidades Geotécnicas Básicas

Unidad Geotécnica Golondrina

La unidad geotécnica Óxidos Superficiales está compuesta por rocas de origen volcánico en las que se encuentran mineralización en: Malaquitas, Azuritas y carbonatos de cobre. En general estas se describen como Tobas de color pardo rojizo variando a pardo grisáceo en las superficies alteradas. Su textura es piroclástica teniendo una granulometría fina.

Esta unidad es la única con expresión superficial de todas las unidades de la mina.

En esta fase del proyecto, los sondajes subterráneos no fueron programados para obtener información de esta unidad en profundidad, obteniéndose sólo información de observaciones superficiales y excavaciones realizadas en zonas de afloramiento de rocas mineralizadas.

El macizo rocoso para esta unidad se caracteriza por ser Resistente a moderadamente resistente a la compresión uniaxial estimada en terreno, con el uso del martillo geológico, con un fracturamiento que varía de regular a irregular, el primer caso se da cuando actúan menos de tres sets de joint, ortogonales entre si, el segundo cuando los set son polidireccionales, siendo el primero la condición dominante del sector dejando al fracturamiento polidireccional restringido a áreas menores (Figura 21)

Las fracturas se encuentran levemente abiertas (1-5 mm), lo que generan bloques de tamaño que varía de entre 10 cm a 2 m de lado, los cuales se encuentran en general moderadamente bien trabados. De acuerdo a este fracturamiento y basándose en el modelo de Palmstrom (1982) (RQD=115-3.3 Jv) se le asigna un RQD de entre 40 a 50%.

Esta unidad se clasifica, de acuerdo al GSI de Hoek & Brown, como un macizo Fuertemente Fracturado en bloques con una irregular condición de discontinuidades, equivalente a un rango numérico de entre 30 a 40. Esta clasificación responde a que principalmente se presenta muy fracturado y los planos se encuentran lisos y alterados por flujos supérgenos.

Unidad geotécnica Andesitas

La unidad geotécnica Andesitas está compuesta exclusivamente de la unidad litológica del mismo nombre, la cual se describe como roca de color superficial gris verdoso variando a gris verdoso blanquecino en las zonas alteradas. Su textura es porfídica de grano fino, con masa fundamental afanítica. Su composición estimada es 60% masa fundamental afanítica y 40% de fenocristales milimétricos de plagioclasa. Presenta una alteración de cloritización de grado leve a moderado.

Esta unidad se distribuye como un manto de rumbo y manteo (N10W y 20°SE) sobre el cual se encuentran rocas de origen sedimentario principalmente calcarenitas y calizas negras.

El macizo rocoso se caracteriza por ser Resistente a Muy Resistente a la compresión uniaxial estimada en el laboratorio por medio de ensayos uniaxiales simples (Ver Resultados anexo 2).

Esta unidad se clasifica, de acuerdo al GSI de Hoek & Brown, como un macizo Fracturado en Bloques con trozos de bloques de roca bien trabados de forma cúbica. Un valor medio del índice GSI para esta unidad es 65.

Unidad Geotécnica Calcarenitas

La unidad geotécnica Calcarenitas se compone exclusivamente de rocas carbonatadas de origen sedimentario con mineralización de Py, Cpy y Bn principalmente. En general se describe como una roca de matriz de grano medio compuesta casi en su totalidad por Calcarenita. Su color superficial es gris variando a gris blanquecino en las zonas alteradas. En su textura predomina la fase arena. Pueden presentar guías de calcita y sulfuros primarios contenidos en éstas o diseminado en la matriz.

Esta unidad se posa sobre rocas volcánicas con similar rumbo y manteo.

El macizo rocoso se caracteriza por ser Resistente a la compresión uniaxial, estimada en el laboratorio por medio de ensayos uniaxiales simples (Ver Resultados anexo2). El fracturamiento de esta unidad es medio, con alta presencia de discontinuidades por sectores. La frecuencia de discontinuidades por metro cúbico varía entre 13 y 27 lo cual genera un valor promedio estimado de RQD de 56%.

Esta unidad se clasifica, de acuerdo al GSI de Hoek & Brown, como Fracturado En Bloques con superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de interperización ni de alteración), equivalentes a un rango numérico de 60 a 70.

Unidad Geotécnica Calizas Negras

La unidad geotécnica Calizas Negras se compone exclusivamente de calcilutitas de origen sedimentario con presencia de vetillas de calcita con mineralización de Py, Cpy y Bn. En general se describe como una roca de matriz de grano muy fino compuesta casi en su totalidad por carbonatos con presencia de cristales de Py, CPy y Bn. Su color superficial es negro y en superficies alteradas presenta un color gris oscuro. En su textura predomina la fase limo.

Esta unidad se posa sobre la Unidad Calcarenitas siguiendo así un mismo manto.

El macizo rocoso se caracteriza por ser Resistente a la compresión uniaxial, estimada en el laboratorio por medio de ensayos uniaxiales simples (Ver Resultados anexo2). El fracturamiento de esta unidad es medio, con alta presencia de discontinuidades por sectores. La frecuencia de discontinuidades por metro cúbico varía entre 9 y 30 lo cual genera un valor promedio estimado de RQD de 52%.

Esta unidad se clasifica, de acuerdo al GSI de Hoek & Brown, como Fracturado En Bloques con superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de interperización ni de alteración), equivalentes a un rango numérico de 60 a 70.

6.5.2 Caracterización Geomecánica de la Roca Intacta

6.5.2.1 Generalidades

La caracterización geomecánica de las unidades geotécnicas básicas involucradas en este proyecto se ha realizado de acuerdo al método determinístico para el dimensionamiento de pilares y según el criterio utilizado en el Método de Mathews para el dimensionamiento de caserones. Es por ello que se requiere determinar las propiedades de la roca intacta que permita definir parámetros de envolventes no lineales que puedan ser escalables a nivel de macizo rocoso.

Para definir las propiedades de la roca intacta de las diferentes unidades geotécnicas reconocidas en Mina Rafaela, se realizaron una serie de ensayos sistemáticos de laboratorio, cuyos resultados en extenso se presentan en el anexo 2 “Ensayos Compresión Uniaxial Simple: Resultados Obtenidos”.

6.5.2.2 Propiedades de Roca Intacta

Se define “roca intacta”, para cada unidad geotécnica, a trozos que conforman el macizo rocoso. Por lo tanto la denominación “roca intacta” incluye no sólo una misma petrografía, sino que también un mismo tipo y grado de alteración.

Para determinar las propiedades de la roca intacta que se utilizarán en este estudio se efectuaron una serie de ensayos de laboratorio a testigos cilíndricos, con un diámetro de 25 mm para los ensayos realizados a partir de la campaña de sondajes realizada el año 2001 y 50 mm para los testigos de sondajes extraídos desde colpas provenientes del sector “Calizas Negras”, ambos con una altura del orden de dos veces su diámetro; por lo que la roca intacta corresponde a un volumen del orden de $2,8 \times 10^{-5}$ y $2 \times 10^{-4} \text{ m}^3$ respectivamente.

Se han determinado las siguientes propiedades de la roca intacta para las probetas provenientes de testigos de sondaje:

- Peso unitario, γ (ton/m³).
- Resistencia en compresión simple, UCS (MPa).
- Parámetro m_i del criterio de falla de Hoek-Brown.
- Resistencia en compresión no confinada según el criterio de falla de Hoek-Brown, σ_{ci} (MPa).

Respecto a las propiedades estudiadas cabe señalar lo siguiente:

- Las probetas utilizadas se obtuvieron a partir trozos de testigos de sondaje en roca, de diámetros 25mm y a partir de testigos extraídos desde colpas de diámetro 50mm, identificadas con: Código trabajo (DD), Número de sondaje (S3), Número de muestra (1 o 2) y la profundidad respectiva desde-hasta (Figura 22), además los ensayos fueron realizados bajo el siguiente formato descriptivo (Figura 23).
- Se procedió a la revisión de los quiebres post-ensayo en el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad de Chile para lo cual se empleó la metodología de descripción de quiebre de probetas ahí utilizada. En aquellos casos donde la ruptura de la muestra presentaba claras señales de haber sido influenciada por vetillas y/u otros defectos, o bien donde una revisión del testigo mostraba que éste no era realmente representativo de la condición típica asociada a la unidad geotécnica que se trataba de caracterizar, los resultados del ensayo no se consideraron válidos. De esta manera se obtuvieron 9 muestras representativas del proyecto.
- Como valor característico de una propiedad dada se consideró el valor medio resultante de los ensayos considerados válidos. Además dado que para la estimación de los valores UCS se requiere de testigos de sondaje de 50mm de diámetro, se procedió a escalar los resultados obtenidos según el análisis de datos publicados por Hoek & Brown⁸
- Para el sector Óxidos Superficiales, dada la falta de testigos y la posibilidad de obtener unos nuevos, se procedió a realizar una estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial (Tabla 10), siendo éste el único dato recolectado en relación a la roca intacta.
- El parámetro m_i se obtuvo basándose en la tabla 9.

⁸ Hoek E. & Brown E.T (1980) : **Underground Excavation in Rock**, p.527, Instn. Min. Metall., London.

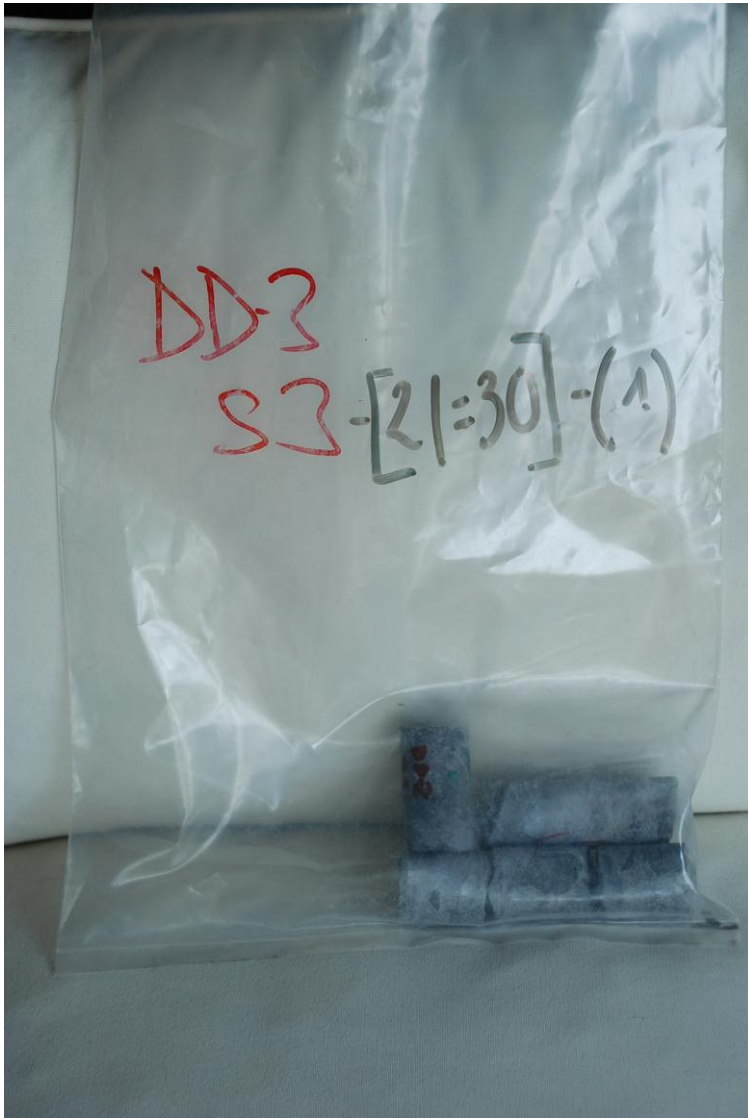


Figura 22 Testigos 25mm Con Identificador



FORMULARIO ENSAYO DE COMPRESIÓN UNIAXIAL

| | | | | | |
|----------------------------------|---------------|----------------------------|---------------------|-------------------|----------------------------|
| Proyecto | | | | N° Interno SLGGM: | |
| Muestra D02 S3(1) | | | | Fecha: | |
| Efectuado por: | | | | | |
| Diámetro superior (φs) | [cm] | 1 | 2 | 3 | Peso [g] |
| | | 2,524 | 2,526 | 2,526 | 78,58,- |
| Diámetro medio (φm) | [cm] | 2,523 | 2,523 | 2,526 | Humedad [%] |
| | | 2,525 | 2,525 | 2,527 | 0,- |
| Diámetro inferior (φi) | [cm] | 2,525 | 2,525 | 2,527 | |
| Altura probeta (L ₀) | [cm] | 5,739 | 5,744 | 5,752 | |
| DESCRIPCIÓN MUESTRA | | | | | |
| Tipo de Roca | | | | | |
| Fracturas / Vetillas | | | | | |
| Alteraciones | | | | | |
| DATOS DEL ENSAYO | | | | | |
| Lectura Deformación | Lectura Carga | Lectura Carga Strain Meter | Lectura Deformación | Lectura Carga | Lectura Carga Strain Meter |
| [Div] | [KN] | [Dig] | [Div] | [KN] | [Dig] |
| 0,0 | 0 | 0 | 120,0 | 0 | 0 |
| 5,0 | | | 140,0 | | |
| 10,0 | | | 160,0 | | |
| 15,0 | | | 180,0 | | |
| 20,0 | | | 200,0 | | |
| 25,0 | | | 220,0 | | |
| 30,0 | | | 240,0 | | |
| 35,0 | | | 260,0 | | |
| 40,0 | | | 280,0 | | |
| 45,0 | | | 300,0 | | |
| 50,0 | | | 320,0 | | |
| 60,0 | | | 340,0 | | |
| 70,0 | | | 360,0 | | |
| 80,0 | | | 380,0 | | |
| 90,0 | | | 400,0 | | |
| 100,0 | | | 500,0 | | |
| Prensa | | | | | |
| Tranductor de presión | | | | | |
| Dial de deformación | | | | | |
| Tipo de Falla | | | | | |
| | Matriz | | Estructura | | Mixta |
| Observaciones: | | | | | |

Aprobado por:

SLGGM-FOR-01 Versión 1 (1/00)

Figura 23 Formulario Ensayo de Compresión Uniaxial

Tabla 9 Valores de la constante m_i según tipo de Roca

VALORES DE LA CONSTANTE m_i DE LA ROCA INTACTA PARA DISTINTOS TIPOS DE ROCA
(LOS VALORES ENTRE PARENTESIS CORRESPONDEN A ESTIMACIONES)

| Tipo de Roca | Clase | Grupo | Textura | | | |
|---------------|--------------------------|------------|----------------------------------|------------------------------|--------------------------|-------------------|
| | | | Gruesa | Media | Fina | Muy Fina |
| SEDIMENTARIAS | Clásticas | | Conglomerado (22) | Arenisca 19 | Limolita 9 | Arcillolita 4 |
| | | | ←----- Grauwaca -----→ (18) | | | |
| | No Clásticas | Orgánicas | ←----- Creta -----→ 7 | | | |
| | | Carbonatos | ←----- Carbón -----→ (8 - 21) | | | |
| | | Químicas | Brechas (20) | Caliza Esparítica (10) | Caliza Micrítica 8 | |
| | | | | Yeso 16 | Anhidrita 13 | |
| METAMORFICAS | No Foliadas | | Mármol 9 | Rocas Cóneas (19) | Cuarcita 24 | |
| | Levemente Foliadas | | Migmatita (30) | Anfibolita 25 - 31 | Milonitas (6) | |
| | Foliadas | | Gneiss 33 | Esquistos 4 - 8 | Filitas (10) | Pizarras 9 |
| IGNEAS | Intrusivas | Claras | Granito 33 | | Riolita (16) | Obsidiana (19) |
| | | Oscuras | Granodiorita (30) | | Dacita (17) | |
| | | | Diorita (28) | | Andesita 19 | |
| | | | Gabbro 27 | Dolerita (19) | Basalto (17) | |
| | | | Norita 22 | | | |
| | Extrusivas Piroclásticas | | Aglomerados (20) | Brechas (18) | Tobas (15) | |

Tabla 10 Estimación Resistencia a la compresión Uniaxial

ESTIMACIÓN EN TERRENO DE LA RESISTENCIA EN COMPRESIÓN UNIAxIAL

| Clase (a) | Calificación de la roca según su resistencia | Resistencia uniaxial (MPa) | Índice de carga puntual (MPa) | Estimación en terreno de la resistencia | Ejemplos |
|-----------|--|----------------------------|-------------------------------|---|--|
| R6 | Extremadamente Resistente | > 250 | > 10 | Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales en la roca. | Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita. |
| R5 | Muy Resistente | 100 – 250 | 4 – 10 | Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse. | Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba. |
| R4 | Resistente | 50 – 100 | 2 – 4 | Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse. | Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras. |
| R3 | Moderadamente Resistente | 25 – 50 | 1 – 2 | Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas. | Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas. |
| R2 | Débil | 5 – 25 | (b) | Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con una cortaplumas pero con dificultad. | Creta, sal mineral, potasio. |
| R1 | Muy Débil | 1 – 5 | | La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas. | Roca muy alterada o muy meteorizada. |
| R0 | Extremadamente Débil | 0,25 – 1 | | La roca puede ser indentada con la uña del pulgar. | Salbanda arcillosa dura. |

(a) Clases según Brown [2].

(b) Para rocas con una resistencia en compresión uniaxial menor que 25 MPa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables.

Se presenta a continuación los valores numéricos de los parámetros UCS y m_i obtenidos para las litologías estudiadas. Dado que el presente informe corresponde a un informe tipo Scoping los datos obtenidos representan una guía para futuros estudios de mayor grado de certitud.

Tabla 11 Resumen de Propiedades de Roca Intacta

| Código Muestra | Litología | Diámetro muestra, d [mm] | Resistencia a la compresión Uniaxial muestra de diámetro d mm [Mpa] | Resistencia a la compresión Uniaxial muestra de diámetro 50 mm [Mpa] | Peso Unitario γ [ton/m ³] | m_i |
|------------------|-------------------|--------------------------|---|--|--|-------|
| DD7 C1 (1) | Caliza | 50,72 | 45,53 | 45,65 | 2,70 | 10 |
| DD7 C1 (2) | Caliza | 50,67 | 74,4 | 74,58 | 2,69 | 10 |
| DD3 S3 21-30 (1) | Calcarenita | 25,29 | 79,63 | 70,44 | 2,76 | 19 |
| DD2 S3 21-30 (2) | Calcarenita | 25,21 | 80,14 | 70,85 | 2,74 | 19 |
| DD1 S7 00-40 (1) | Brecha Andesítica | 24,9 | 123,21 | 108,68 | 2,72 | 20 |
| DD1 S7 00-40 (2) | Brecha Andesítica | 24,87 | 148,21 | 130,70 | 2,73 | 20 |
| DD2 S3 00-15 (1) | Andesita | 25,28 | 91,61 | 81,03 | 2,78 | 19 |
| DD6 S7 40-45 (2) | Andesita | 25,01 | 77,36 | 68,29 | 2,77 | 19 |
| DD5 S7 40-45 (1) | Andesita | 25,27 | 123,66 | 109,37 | 2,62 | 19 |
| DD5 S7 40-45 (2) | Andesita | 25,27 | 143,52 | 126,93 | 2,63 | 19 |
| DD4 S7 40-45 (1) | Andesita | 25,05 | 68,99 | 60,92 | 2,69 | 19 |
| DD4 S7 40-45 (2) | Andesita | 25,05 | 64,92 | 57,33 | 2,69 | 19 |

6.5.2.3 Propiedades del Macizo Rocoso

Para evaluar las propiedades mecánicas del macizo rocoso sin considerar el posible efecto de anisotropía que induce la presencia de familias de estructuras, se utilizó el criterio de Hoek-Brown de acuerdo a la siguiente metodología:

- Se empleó el índice GSI para escalar el grado de fracturamiento y la condición de las estructuras presentes en el macizo rocoso. Cabe señalar que en ningún caso se supuso que este índice tenía un valor único, utilizándose siempre el valor de la media de los datos presentes en cada unidad geotécnica de acuerdo a la revisión de la base de datos disponible.
- Se supuso que los parámetros m_b , s y a del criterio de Hoek-Brown están dados por las siguientes relaciones para valores de GSI mayores a 25. Es decir en el caso de macizos rocosos de una calidad no peor que mala.

$$m_b = m_i \times \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

$$a = 0,5$$

6.6 Caracterización y Calificación geotécnica del macizo rocoso

En este trabajo se utilizaron los métodos de clasificación geotécnica de Bieniawski RMR (1989), Q de Barton modificado para la aplicación de la metodología de Mathews para caracterizar el macizo rocoso y GSI (Índice Geológico de Resistencia), tanto para la etapa de dimensionamiento de los métodos de explotación (Mathews, Hoek&Brown y Pakalnis&Lunde) como para la descripción general y más conocida del macizo rocoso para futuros estudios (RMR).

6.6.1 Método del Índice “Rock Mass Rating” (RMR), Bieniawski (1989)

El método de clasificación de Bieniawski (1973), modificado en conformidad con estándares y procedimientos (1976, 1989), fue diseñado para estimar la fortificación en túneles en función del índice RMR, y aplicado posteriormente al desarrollo de taludes y fundaciones. Está definido como la suma de puntajes que se asignan a cinco parámetros que representan la condición del macizo rocoso (los puntajes indicados se refieren a la versión actual del método, Bieniawski (1989)).

UCS: es la resistencia en compresión uniaxial de la roca “intacta”, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (si $UCS < 1$ MPa) a 15 (si $UCS > 250$ MPa).

RQD: es la designación de la calidad de la roca definida por Deere et al., (1967), y el puntaje asociado a la misma puede variar de 3 (si $RQD < 25\%$) a 20 (si $RQD \leq 100$).

s: es el espaciamiento entre las estructuras, y el puntaje asociado al mismo puede variar de 5 (si $s < 60$ mm) a 20 (si $s > 2$ m).

JC: es la condición de las estructuras, y el puntaje asociado a la misma puede variar de 0 (en el caso de estructuras continuas y abiertas más de 5 mm, o rellenos arcillosos blandos de potencia mayor a 5 mm) a 30 (en el caso de estructuras discontinuas, muy rugosas, cerradas y sin alteración de su roca de caja).

WC: es la condición de agua, y el puntaje asociado puede variar de 0 (en el caso de estructuras con flujo de aguas que se traduce en un gasto de más de 125 l/min en un tramo de túnel de 10 m de longitud, o donde la presión de agua excede el 50% del esfuerzo principal mayor) a 15 (en el caso de estructuras completamente secas).

El uso del índice RMR permite calificar la calidad de los macizos rocosos en una escala que varía desde 0 a 100, y considera 5 clases que se muestran en la Tabla 12.

Tabla 12 Clasificación geotécnica según Bieniawski, 1973.

| Calidad Macizo | Clase | Rango |
|----------------|-------|-------------------------|
| Muy mala | V | $0 < \text{RMR} < 20$ |
| Mala | IV | $20 < \text{RMR} < 40$ |
| Regular | III | $40 < \text{RMR} < 60$ |
| Buena | II | $60 < \text{RMR} < 80$ |
| Muy buena | I | $80 < \text{RMR} < 100$ |

6.6.1.1 Antecedentes

El modelamiento geotécnico de acuerdo al criterio de clasificación propuesto por Bieniawski (1989) se llevó a cabo según la siguiente fuente de información:

- La determinación del parámetro UCS se realizó en dos etapas sucesivas que contemplaron en una primera instancia el estudio de testigos de sondaje y una segunda etapa de determinación en terreno de este parámetro.
- El resto de los parámetros involucrados fue determinado mediante mediciones in situ.

6.6.1.2 Metodología

La metodología seguida consistió en percepciones visuales y fotografías con escala.

Por tratarse de un estudio de prefactibilidad, la metodología aplicada cumple con los grados de certeza requeridos. De realizarse estudios posteriores se aconseja seguir la metodología propuesta por Bo-An Jang, Hyun-Sic Jang & Hyuck-Jin Park en el *paper* intitulado “**A new method for determination of joint roughness coefficient**”, trabajo que se encuentra a la vanguardia del tema.

El método del índice RMR en el proyecto se desarrolló únicamente para el sector conocido como Óxidos en Superficie, ya que tiene como finalidad estimar el ángulo de talud para asegurar la estabilidad en aquellas labores. Además este conocimiento es de gran valor para la planificación de trabajos futuros por cuanto es si no el más conocido, uno de los índices mayormente difundido en el área minera.

6.6.1.3 Resultados Obtenidos

UCS

De las mediciones en terreno se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 13 Estimaciones Resistencia a la Compresión Uniaxial sector Óxidos

| | Clase | Calificación de la roca según su resistencia | Resistencia uniaxial (MPa) | Estimación en terreno de la resistencia |
|---------------------|-------|--|----------------------------|---|
| Sector Morro | R3-R4 | Entre Resistente y Moderadamente Resistente | 50 | Ciertas rocas pueden fracturarse con un único golpe mientras que otras requieren más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse |
| Sector Golondrina 1 | R3-R4 | Entre Resistente y Moderadamente Resistente | 50 | Ciertas rocas pueden fracturarse con un único golpe mientras que otras requieren más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse |
| Sector Golondrina 2 | R3-R4 | Entre Resistente y Moderadamente Resistente | 50 | Ciertas rocas pueden fracturarse con un único golpe mientras que otras requieren más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse |

Considerando los resultados obtenidos en los capítulos anteriores es posible entregar una tabla resumen con el valor estimado del índice RMR para el sector en estudio.

Tabla 14 Parámetros y puntuación del sistema Rock Mass Rating (Bieniawski 1989)

Rock Mass Rating System (After Bieniawski 1989).

| A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS | | | | | | | | | |
|--|--------------------------------------|--|---|--|--|--|---|------------|-----------|
| Parameter | | Range of values | | | | | | | |
| 1 | Strength of intact rock material | Point-load strength index | >10 MPa | 4 - 10 MPa | 2 - 4 MPa | 1 - 2 MPa | For this low range - uniaxial compressive test is preferred | | |
| | | Uniaxial comp. strength | >250 MPa | 100 - 250 MPa | 50 - 100 MPa | 25 - 50 MPa | | 5 - 25 MPa | 1 - 5 MPa |
| | Rating | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| 2 | Drill core Quality RQD | | 90% - 100% | 75% - 90% | 50% - 75% | 25% - 50% | < 25% | | |
| | | Rating | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 | | |
| 3 | Spacing of discontinuities | | > 2 m | 0.6 - 2 . m | 200 - 600 mm | 60 - 200 mm | < 60 mm | | |
| | | Rating | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 | | |
| 4 | Condition of discontinuities (See E) | | Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock | Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls | Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls | Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous | Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous | | |
| | | Rating | 30 | 25 | 20 | 17 | 10 | 0 | |
| 5 | Ground water | Inflow per 10 m tunnel length (l/m) | None | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 | | |
| | | (Joint water press)/ (Major principal σ) | 0 | < 0.1 | 0.1, - 0.2 | 0.2 - 0.5 | > 0.5 | | |
| | | General conditions | Completely dry | Damp | Wet | Dripping | Flowing | | |
| | | Rating | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 | | |

| E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions | | | | | |
|--|-------------|---------------------|----------------------|---------------------|---------------------|
| Discontinuity length (persistence) | < 1 m | 1 - 3 m | 3 - 10 m | 10 - 20 m | > 20 m |
| Rating | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Separation (aperture) | None | < 0.1 mm | 0.1 - 1.0 mm | 1 - 5 mm | > 5 mm |
| Rating | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Roughness | Very rough | Rough | Slightly rough | Smooth | Slickensided |
| Rating | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Infilling (gouge) | None | Hard filling < 5 mm | Hard filling > 5 mm | Soft filling < 5 mm | Soft filling > 5 mm |
| Rating | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Weathering Ratings | Unweathered | Slightly weathered | Moderately weathered | Highly weathered | Decomposed |
| | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |

Así el valor general del índice RMR para el caso de estudio fue estimado en 57. Es evidente que este valor es sólo una primera aproximación al valor real y será de utilidad para guiar futuros trabajos.

6.6.2 Modelo GSI (índice geológico de Resistencia)

Si bien no se requiere para el diseño de los métodos de explotación , el índice GSI ha demostrado en la práctica ser una herramienta muy útil en el entendimiento del macizo rocoso, esto sumado a su fácil obtención y al hecho que puede ser utilizado para trabajos posteriores ha llevado a realizar una descripción Geológica del Macizo Rocosó en base a la estimación del Índice Geológico de Resistencia, GSI.

El Índice GSI, tabla 16, presentado en este informe, refleja características de los Dominios Estructurales y de los tipos de terreno según el arreglo estructural de los sistemas y familias presentes, además de la condición de las discontinuidades en términos de rugosidad, alteración de las paredes y tipo de relleno entre otras, empleando como base de trabajo el modelo estructural antes presentado.

Tabla 15 Caracterización Geotécnica del Macizo Rocosó según el Grado de Trabazón de los Bloques o Trozos de Roca y la Condición de las Discontinuidades



| CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA EVALUAR SU RESISTENCIA Basándose en la apariencia del afloramiento de roca, escoja la categoría que, según su criterio, mejor describe la condición “típica” del macizo rocoso in situ en condición no perturbada. Note que superficies expuestas de roca que han sido generadas por tronadura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente. Puede ser necesario considerar algún ajuste por tronadura, y un examen de testigos de sondajes y/o superficies definidas con precorte o tronaduras amortiguadas puede ayudar en la definición de este ajuste. Es también importante entender que el criterio de Hoek-Brown solo debe aplicarse a macizos rocosos en que el tamaño del bloque “típico” es pequeño con respecto al tamaño de la excavación considerada. | | CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES | | | | |
|---|--|--|-------------|-------------|-------------|--------------|
| ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO | | EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES  | | | | |
|  <p>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY) MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.</p> | DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA  | FB/MB | FB/B | FB/R | FB/M | FB/MM |
|  <p>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY) MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.</p> | | FF/MB | FF/B | FF/R | FF/M | FF/MM |
|  <p>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED) MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p> | | FP/MB | FP/B | FP/R | FP/M | FP/MM |
|  <p>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED) MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS</p> | | D/MB | D/B | D/R | D/M | D/MM |
| MUY BUENA Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración) | | | | | | |
| BUENA Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con pátinas de óxido de hierro | | | | | | |
| REGULAR Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas | | | | | | |
| MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes | | | | | | |
| MUY MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos | | | | | | |

Tabla 16 Estimación del Índice Geológico de resistencia, GSI, en base a una Descripción Geológica del Macizo Rocoso.

| <p>INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA</p> <p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades (en Tabla 4), seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia, GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor, por ejemplo 38.</p> | | <p>CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES</p> <p>MUY BUENA Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)</p> <p>BUENA Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con pátinas de óxido de hierro</p> <p>REGULAR Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas</p> <p>MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes</p> <p>MUY MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos</p> | |
|--|---|--|--|
| <p>ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO</p> | | <p>EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES </p> | |
|  | <p>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY)</p> <p>MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.</p> | <p>80</p> <p>70</p> | |
|  | <p>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY)</p> <p>MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.</p> | <p>60</p> <p>50</p> | |
|  | <p>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED)</p> <p>MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.</p> | <p>40</p> <p>30</p> | |
|  | <p>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED)</p> <p>MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS</p> | <p>20</p> <p>10</p> | |
| <p>DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA </p> | | | |

6.6.2.1 Antecedentes

La fuente de información corresponde principalmente a estimaciones in situ de las propiedades figuradas en las tablas. Estas mediciones se hicieron en los sectores Nivel 756 Norte y Nivel 779, zonas en las cuales ya se ha explotado el yacimiento mediante el método *de Caserones y Pilares* sin dimensionamiento geotécnico previo.

6.6.2.2 Metodología

Éstas mediciones fueron tomadas preferentemente en los límites de las zonas explotadas para no influir los resultados producto de las fracturas post explotación que se pudiesen provocar producto de los esfuerzos en los pilares.

Se presentan a continuación los resultados obtenidos para las unidades estudiadas:

| Unidad Geotécnica Básica | GSI |
|--------------------------------|-----|
| Unidad Geotécnica Calcarenitas | 55 |

6.6.3 Índice Q de Barton

Este índice fue definido por Barton et al. (1974) como el Índice de Calidad de Rocas para Túneles. También conocida como la clasificación NGI, busca determinar la calidad del macizo rocoso y los requerimientos de sostenimiento en excavaciones subterráneas a partir de seis parámetros que forman tres cuocientes:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \frac{r}{J_s} \frac{w}{R_i}$$

Donde

RQD: Rock Quality Designation

J_n : Joint set number

J_r : Joint roughness number

J_a : Joint Alteration number

J_w : Joint water reduction factor

SRF: Stress Reduction Factor

Si bien está definido a partir de seis parámetros, Mathews en su método basado en el “*stability graph*” para predecir la estabilidad de excavaciones subterráneas modifica este índice considerando J_w y SRF iguales a 1 llegando así al índice Q de Barton modificado o Q' .

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a}$$

Este valor es utilizado en el método de Mathews para definir *The Stability Number N*, el cual combinándolo con el radio hidráulico de la excavación en el gráfico entrega una estimación de estabilidad de la excavación. (Figura 8.1)

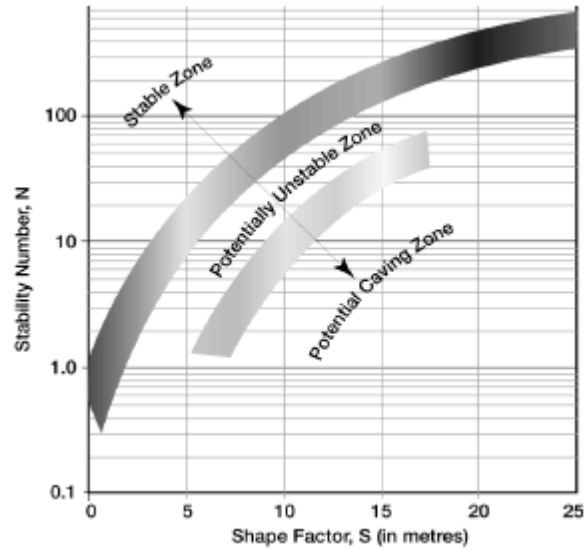


Figura 24 Three stability zones of original Mathews stability graph. After Stewart and Forsyth

6.6.3.1 Antecedentes

La fuente de información corresponde principalmente a estimaciones in situ de los parámetros requeridos. Estas mediciones se hicieron en el sector Nivel 756 Sur, zonas en la cual existe presencia de mineralización en forma de veta o “Bolsones”. Los valores utilizados corresponden a los datos expuestos en el capítulo de “Caracterización Estructural”

6.6.3.2 Metodología

Estas mediciones fueron tomadas preferentemente en zonas donde el macizo rocoso pudiese ser apreciado desde diferentes perspectivas, para así tener una visión global del problema y no dejarse influenciar por la dirección preferencial de las estructuras.

6.6.3.3 Resultados

Se presentan a continuación los resultados obtenidos para las unidades estudiadas:

| Unidad Geotécnica Básica | Q' |
|----------------------------------|-----------|
| Unidad Geotécnica Calizas Negras | 13 |

7 Elección Método de Explotación

El método de explotación estará definido por la forma y tamaño del yacimiento. Este al contener zonas de tipo mantiformes y zonas de tipo “bolsones” se requieren de dos tipos distintos de métodos para su explotación para su sector subterráneo. Para la explotación de los óxidos superficiales se utilizará el banqueo, por lo que es necesario el cálculo del ángulo de talud que asegure estabilidad.

7.1 Sector Mantiforme

Para la zona mantiforme, dadas sus dimensiones, el único método posible de aplicar es el método de (Room&Pillar) o Caserones y Pilares. Este método se aplica en cuerpos mantiformes horizontales o subhorizontales con un manto no mayor a 30°.

La recuperación del método estará definida tanto por las características de la roca presente en el manto, como por la profundidad del mismo.

7.1.1 Dimensionamiento

Para el dimensionamiento del método de Caserones y Pilares existen diversos planteamientos posibles los cuales están orientados al tipo de yacimiento. Al ser un método nacido en la explotación de mantos carboníferos en los Estados Unidos, existen diversas metodologías que apuntan a este tipo de yacimiento. Sin embargo existen otros que apuntan a rocas de tipo “*hard rock*” o rocas duras las cuales contemplan rocas de origen ígneo, metamórfico y bien consolidadas rocas de origen sedimentario tales como calizas (limestones), dolomita (dolomites) y arenisca (sandstones).

De acuerdo a Francis S. Kendorski⁹, los métodos que mejor aplican en el diseño de pilares para las condiciones de roca que se presentan en el yacimiento, corresponden a los métodos:

- HEDLEY AND GRANT METHOD
- STACEY-PAGE METHOD
- HARDY-AGAPITO METHOD

Además de estos tres métodos se decidió agregar un cuarto, el método de PaKalnis&Lunde (1997) el cual a diferencia del resto considera el confinamiento medio de los pilares.

Los resultados obtenidos se utilizarán para realizar un análisis de sensibilidad del negocio en torno a la recuperación minera.

7.1.1.1 Datos Base Diseño

Se presentan a continuación los parámetros básicos obtenidos de la caracterización del macizo rocoso y de información insitu para el dimensionamiento bajo los diferentes métodos. Las bases numéricas de los diferentes métodos, así como el significado de las constantes, pueden ser encontradas en el anexo 3 “Towards an Improved Stone Mine Pillar Design Methodology: Observations from a Mistake, Resultados Caso Mina Rafaela”

Tabla 17 Datos Base Sector Calcarenitas

| Datos Duros Calcarenitas | |
|--------------------------------------|------|
| $\sigma(c)$ [Mpa] | 80 |
| Profundidad media[m] | 110 |
| σ (tracción) [Mpa] | 5 |
| Ancho planchones [m] | 0,15 |
| Peso específico [KN/m ³] | 27 |
| Altura pilar h [m] | 2,6 |

⁹ Francis S. Kendorski, “Towards an improved stone mine pillar design methodology: Observations from a mistake”, 26th International Conference on Ground Control in Mining, Agapito Associates, Inc. , Lombard, Illinois, USA.

7.1.1.2 Resultados obtenidos

Tabla 18 Resultados Dimensionamiento Método de Caserones y Pilares

| Wp [m] | Wo[m] | FS (P&L) | FS (H&G) | FS (S&P) | FS (H&A) | Recuperación [%] |
|--------|-------|----------|----------|----------|----------|------------------|
| 2,5 | 6,5 | 0,6 | 1,0 | 0,8 | 0,7 | 92,3 |
| 3 | 6,5 | 0,8 | 1,3 | 1,1 | 1,0 | 90,0 |
| 3,5 | 6,5 | 1,0 | 1,6 | 1,4 | 1,4 | 87,8 |
| 4 | 6,5 | 1,2 | 1,9 | 1,8 | 1,8 | 85,5 |
| 4,5 | 6,5 | 1,4 | 2,2 | 2,2 | 2,2 | 83,3 |
| 5 | 6,5 | 1,5 | 2,5 | 2,6 | 2,6 | 81,1 |
| 5,5 | 6,5 | 1,7 | 2,7 | 3,1 | 3,1 | 79,0 |
| 6 | 6,5 | 1,9 | 3,0 | 3,5 | 3,6 | 77,0 |
| 6,5 | 6,5 | 2,0 | 3,3 | 4,0 | 4,1 | 75,0 |
| 7 | 6,5 | 2,2 | 3,5 | 4,4 | 4,6 | 73,1 |

Donde:

Wp: Ancho Pilar Cuadrado

Wo: Ancho Calle

FS: Factor de Seguridad

Recuperación: Recuperación Minera del método

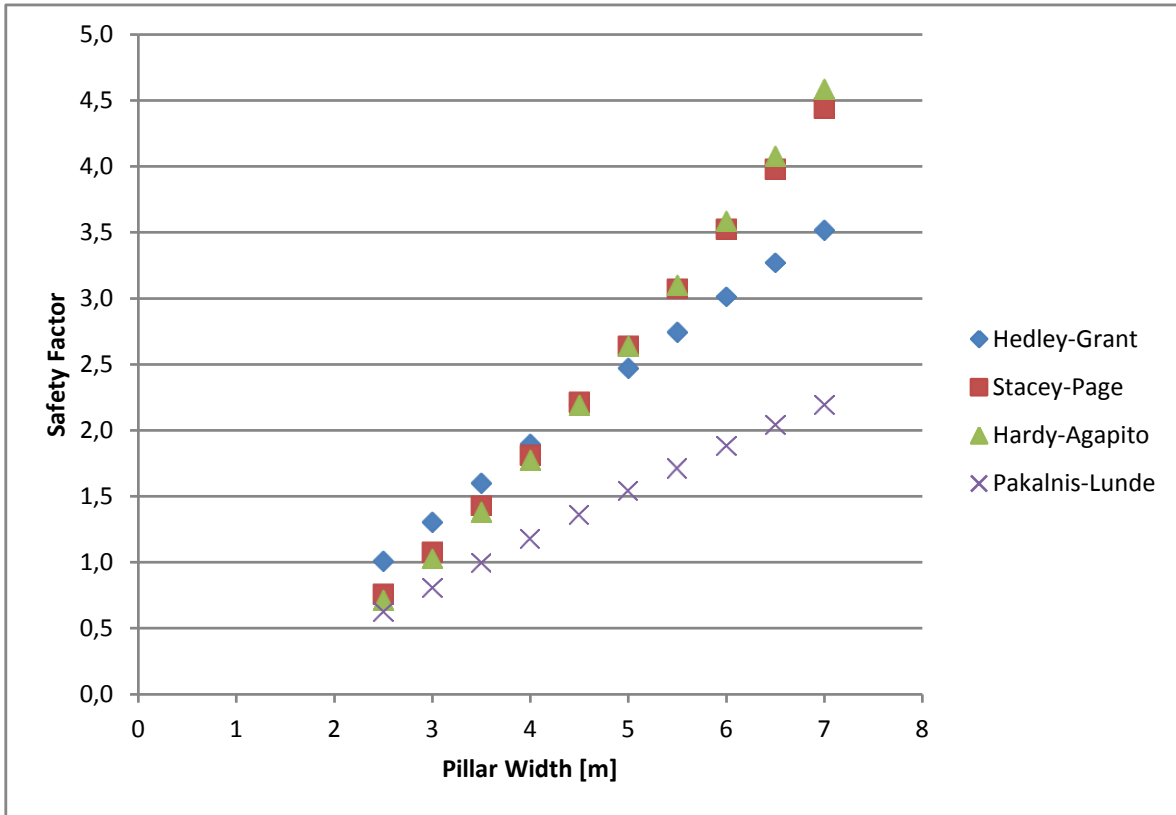


Figura 25 Factores de seguridad usando los métodos de Hedley-Grant, Stacey-Page, Hardy-Agapito y Pakalnis-Lunde.

7.1.2 Recuperación Minera

La recuperación minera esperada del método estará directamente ligada al factor de seguridad que busquemos en el diseño. Si bien no existe un valor absoluto que asegure estabilidad en las excavaciones para toda faena, se considera aceptable un factor de seguridad de 1,7 para fines de diseños preliminares. Se sugiere una vez puesto en marcha el proyecto realizar un catastro del estado de los pilares mineros y definir un factor de seguridad de la faena que asegure completa estabilidad.

La elección de las dimensiones de los pilares y calles estará pues definida por un factor de seguridad de 1,7 mínimo para todos los métodos de cálculo de estabilidad.

Se presentan a continuación las dimensiones que cumplen tal requisito y su recuperación minera esperada.

Tabla 19 Dimensiones método de Caserones y Pilares sector Calcaenitas

| | |
|-------------------------|-----|
| Ancho Pilar [m] | 5,5 |
| Largo Pilar [m] | 5,5 |
| Ancho calle [m] | 6,5 |
| F.S min | 1,7 |
| Recuperación Minera [%] | 79 |

7.2 Sector Bolsones

Para los sectores que presenten mineralización en forma de bolsones alojados en Calcilutitas se ha visto que estos tienen una potencia que va desde los 2 a los 4 metros, alturas de hasta 20 metros y corridas de hasta 15 metros. Para este sector existen una serie de métodos aplicables (*Caserones por Subniveles, Shrinkage, Explotación por Chimeneas*) sin embargo todos comparten la necesidad de contar con caserones estables. Es por ello que se procede al cálculo de estabilidad de un caserón tipo y posteriormente se procederá a determinar cuál de los métodos es el óptimo económico para el proyecto.

La recuperación del método estará definida tanto por las características de la roca presente en el manto, como por la profundidad del mismo.

7.2.1 Dimensionamiento

Para el dimensionamiento de los caserones se utilizó el método en un principio planteado por Mathews en 1980, luego extendido y ampliado por C. Mawdesley, R. Trueman y W.J. Whiten en 2000. Este método busca predecir la estabilidad de caserones abiertos (*sin relleno*) y no es más que una herramienta preliminar en el diseño de caserones concordante con el nivel de

profundidad del estudio. Para realizar este diseño se utilizaron datos bases provenientes del sector Nivel 756 Sur, representativo de la mineralización tipo Bolsón.

Este método de origen puramente empírico, cuenta con una base de datos de más de 400 casos históricos que avalan su metodología.

7.2.1.1 Datos base Diseño

Se presentan a continuación los parámetros básicos obtenidos de la caracterización del macizo rocoso y de información insitu. Las bases numéricas del método pueden ser encontradas en el anexo 4 “Extending the Mathews stability graph for open-stope design, Resultados Mina Rafaela”.

Tabla 20 Datos bases dimensionamiento Caserones

| Características generales del cuerpo mineralizado | |
|--|-------|
| Profundidad [m] | 140 |
| Potencia [m] | 4 |
| Dips | 80 |
| Corrida [m] | 15 |
| Altura máxima [m] | 20 |
| Características geomecánicas sector Nivel 756 Sur | |
| Average unconfined compressive strength (σ_c) [Mpa] | 74,58 |
| RQD [%] | 52 |
| Joint set number* (Jn) | 6 |
| Joint roughness** (Jr) | 1,5 |
| Joint alteration (Ja) | 1 |
| Q' value | 13 |

7.2.1.2 Resultados obtenidos

Considerando el siguiente diagrama (Figura 27) para la nomenclatura de las caras de un caserón tipo, se obtuvieron los siguientes resultados.

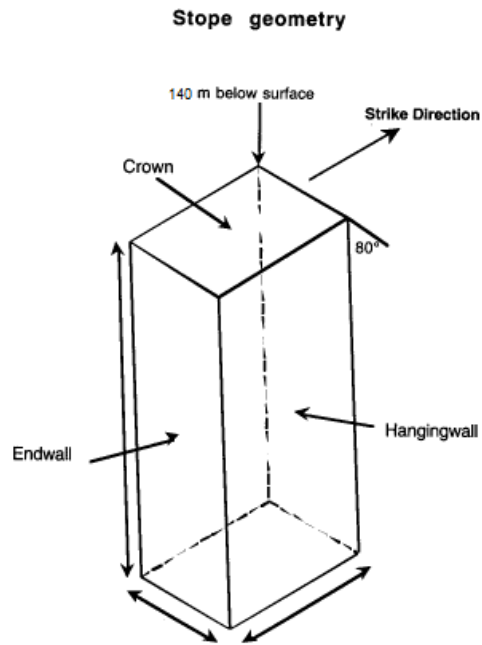


Figura 26 Diagrama del layout de un caserón. Según Stewart and Forsyth¹⁰

Tabla 21 Número de estabilidad y Radio hidráulico

| | Value | |
|--------------|-----------------|---------------------|
| | Shape Factor: S | Stability Number: N |
| Roof | 1,6 | 9,7 |
| hanging-wall | 4,3 | 43,9 |
| Footwall | 4,3 | 51,8 |
| End-wall | 1,7 | 51,8 |

¹⁰ Stewart S.B.V. and Forsyth W.W. The Mathews method for open stope design. CIM bull, 88, no. 992, 1995, 45-53.

Con los datos calculados se presenta el gráfico de estabilidad de Mathews obtenido.

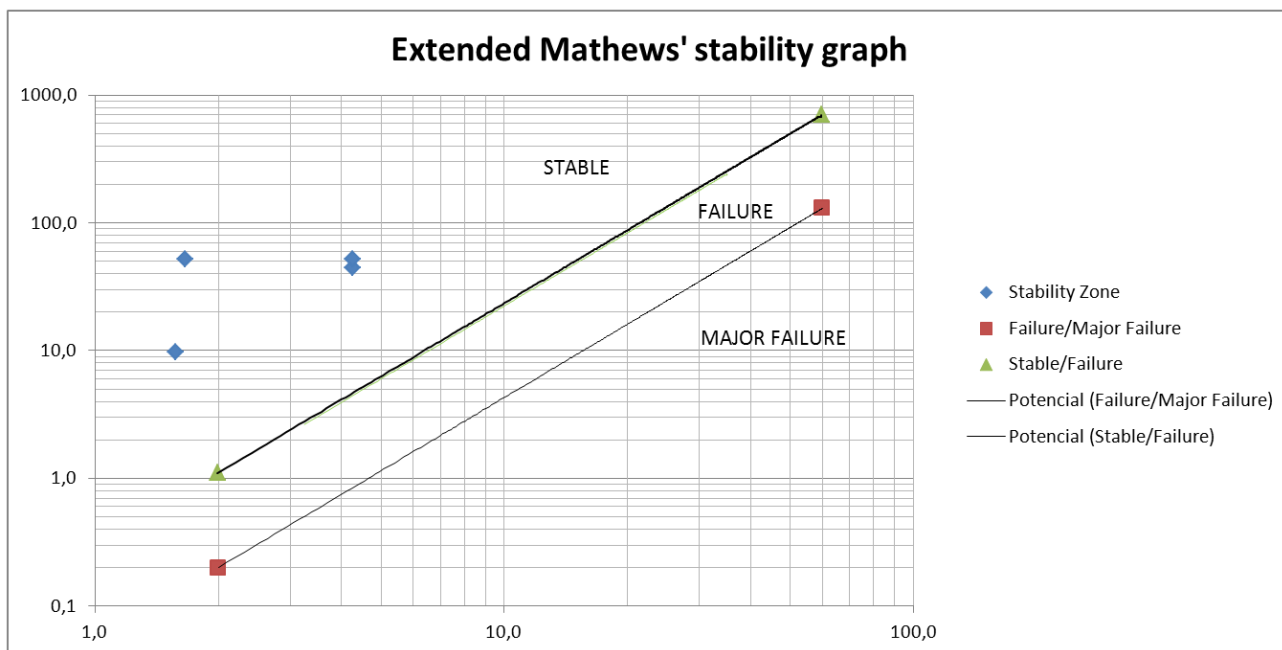


Figura 27 Stability Graph

7.2.2 Recuperación Minera

Dadas las características geométricas y geomecánicas de este tipo de mineralización se ha demostrado que, al no ser una veta sino más bien bolsones de mineralización es posible extraer por completo estos sectores sin la necesidad de dejar losas.

En efecto dado que se trata de un único nivel sólo se recomienda dejar losas de corrida de no más de 10 metros, esto en base a que los caserones han demostrado según este método ser estables para corridas de hasta 50 metros (figura 29).

Basándose en este concepto es posible considerar una recuperación real cercana al 90%.

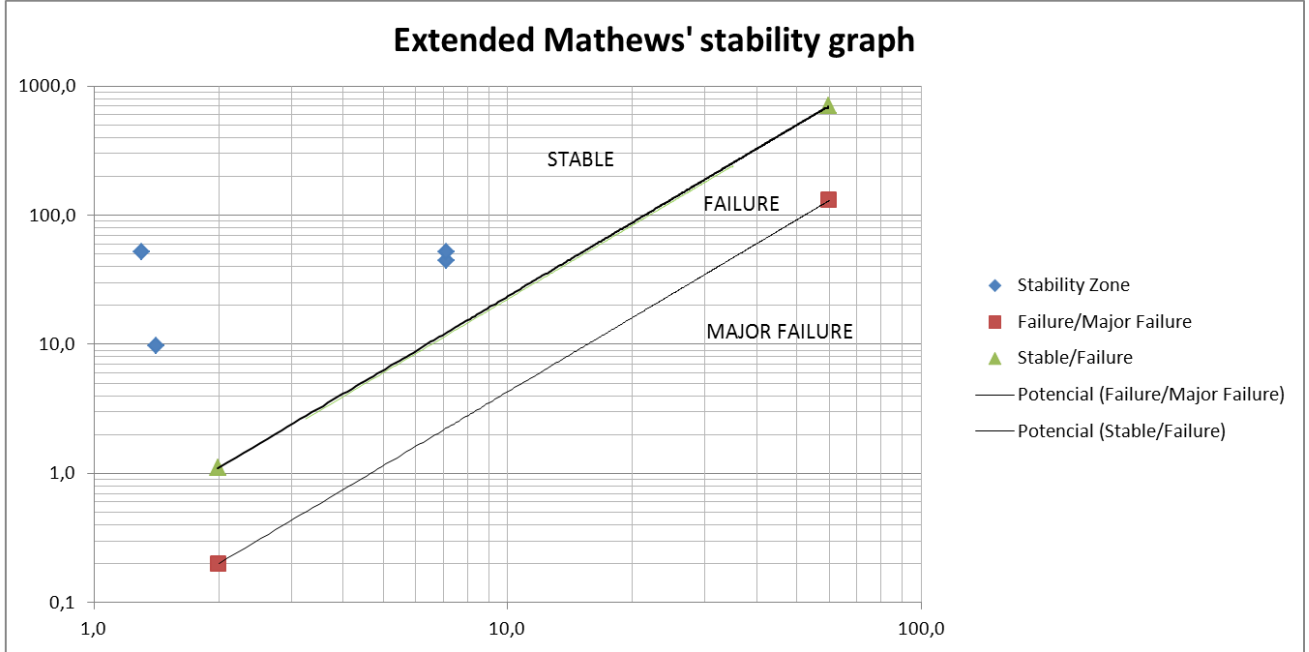


Figura 28 Stability graph corrida máx.

7.2.3 Elección método

Para seleccionar el método a utilizar dentro de los propuestos, se deben considerar factores propios del método, nivel de inversión que requieren y condiciones del mineral. En efecto si bien los tres métodos propuestos cumplen con los requerimientos de forma y tamaño del yacimiento, sólo uno será realmente idóneo para el proyecto.

Para su elección se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Minera Rafaela cuenta dentro de sus equipos perforadoras tipo Jack-Leg y un BobCat encerrado en un nivel base de la mineralización de este tipo.
- Dado que se considera que la mayoría de los recursos se encuentran en el sector mantiforme, una alta inversión para la explotación de este sector secundario no resulta económicamente viable.

- Se ha visto que dada la composición del mineral en el sector en cuestión (Calclutitas con matriz carbonosa) este tiende a compactarse con facilidad, lo que dificulta la aplicación de un método tipo *Shrinkage*.

Con esta información y hasta que no se haga un reconocimiento con mayor profundidad de los recursos del yacimiento, el método a utilizar será el de Explotación por Chimeneas (figura 30)

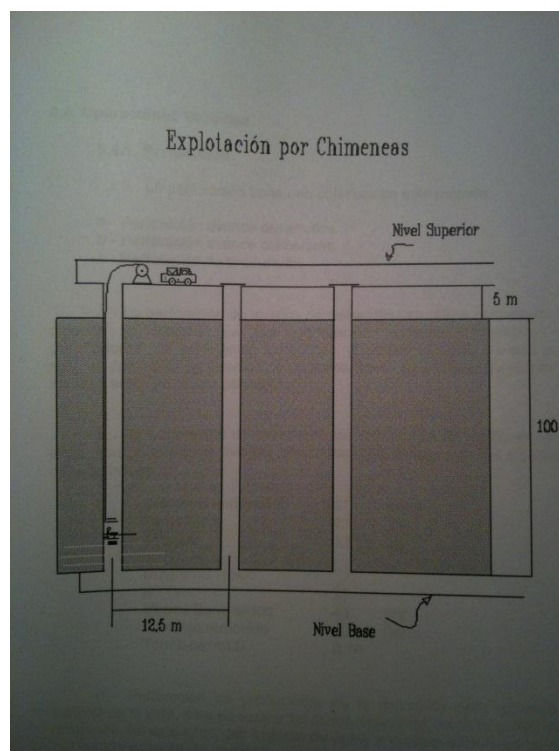


Figura 29 Explotación por Chimeneas configuración Original

Sin embargo dada la escala de la explotación en este sector se modificará el método para que este sea aplicable mediante el uso de perforación manual con equipos JackLeg. Se presenta a continuación un esquema del método modificado.

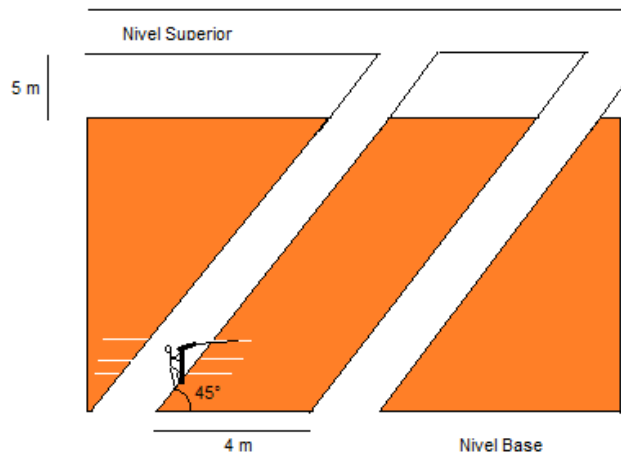


Figura 30 Explotación por Chimeneas Manual

La explotación por medio de este método consiste en el desarrollo, en una primera instancia, de dos niveles que se utilizarán para explotar el cuerpo mineralizado. El primero nivel es el “Nivel Base” el cual servirá durante la etapa de explotación de nivel de transporte. El nivel superior corresponde a un subnivel ubicado 5 metros por sobre el cuerpo mineralizado, el cual cumple la función de ingreso y anclaje de las cuadrillas de perforación manual. Finalmente se desarrollan chimeneas ascendentes en un ángulo de 45° entre ambos niveles. Estas chimeneas generarán las caras libres para la explotación del cuerpo.

Para la explotación mediante este método se realizan perforaciones horizontales a ambos lados de las chimeneas paralelas a la veta con perforadoras manuales. El material tronado cae luego al nivel de producción y es extraído por el equipo de carguío.

8 Caracterización de Minerales sulfurados

Sin duda la primera etapa a realizar si se busca el procesamiento de minerales sulfurados por medio de la flotación de sus especies de interés es la caracterización de estos. Así, determinando su mineralogía y granulometría es posible determinar etapas posteriores del proceso de concentración como lo son las etapas de molienda y flotación.

Una forma efectiva y segura de conocer las especies minerales es el análisis mediante un estudio microscópico de una muestra de mineral. Mediante el uso de un microscopio se pueden reconocer una gran cantidad de minerales y a partir de esto caracterizar el mineral perteneciente a un cierto proceso metalúrgico.

A continuación se analiza una muestra mineral en donde se obtienen las especies minerales de interés y de ganga presentes, la granulometría, liberación y microfotografías de la muestra.

El estudio de caracterización se realizó únicamente en los minerales de Calcilitas debido, por una parte, a que es este el que presenta mayores problemas para su procesamiento por tener mineralización diseminada muy fina, y por otro lado, que el tiempo estipulado para el estudio no permite analizar el total de las litologías presentes.

8.1 Procedimiento

En esta sección se analiza el procedimiento y metodología usada para calcular la granulometría, grado de liberación y mineralogía de las muestras.

8.1.1 Preparación de las muestras

El procedimiento para el caso de las briquetas a partir de colpas es el siguiente:

- Se eligen colpas representativas de la mineralización presente y se definen los planos que se desea aparezcan en los cortes pulidos.

- Se manda al laboratorio para la confección de una briqueta pulida.

El procedimiento para el caso de la briqueta a partir de material molido es el siguiente:

- Se realiza un muestreo al azar del mineral a analizar en la frente de avance del proyecto.
- De la muestra de 35 [kg], tras ser chancada 100% bajo $\frac{1}{4}$ ", se corta mediante el cortador giratorio y se obtienen muestras de 1 [kg].
- La muestra es pulverizada por algunos segundos y se verifica con una malla 65 su granulometría.
- Tras verificar que el 100% de la muestra está bajo 65# se deslama y es mandada al laboratorio para la confección de la briqueta pulida.

8.1.2 Medición de Granulometría

- El procedimiento es el siguiente:
- Se elige un sector representativo de la muestra.
- Se identifica una partícula a medir escogiendo un aumento del microscopio que permita visualizar claramente la partícula (5x, 10x, 20x, 40x).
- Se ubica el borde de la partícula que se desea medir en el centro de la línea graduada que posee el ocular micrométrico del microscopio.
- Se cuenta el número de divisiones en la línea graduada que mide la partícula hasta su borde opuesto.
- El número de divisiones es convertido a longitud en micrones según las conversiones establecidas para cada aumento (ver tabla 8.1).
- Con el fin de obtener una granulometría representativa de la muestra, se realizan la medición de todas las partículas que contengan cobre en un determinado sector y luego se cambia la medición a otro sitio dentro de la muestra hasta completar un número de mediciones mínimas que asegure la representatividad de la muestra.

8.1.3 Medición de Liberación

El procedimiento es el siguiente:

- A medida que se miden las distintas partículas presentes en la muestra se va anotando si éstas están liberadas o incluidas en otro mineral.
- Se calcula el porcentaje de partículas liberadas del total de las muestras medidas.

8.2 Análisis de muestra

Las muestras analizadas corresponden a cuatro muestras obtenidas desde el sector Calizas Negras y seleccionadas por el Ingeniero Jaime Silva para asegurar su representatividad de la mineralización presente en el yacimiento. Además se analizó en una segunda instancia una muestra molida 100% bajo 65# obtenida a partir de una muestra de 35 [kg] proveniente de la frente de avance, la cual fue chancada bajo $\frac{1}{4}$ " y cortada en paquetes de 1 [kg]. Su análisis químico reveló una ley de 1,8 % de Cu. Las primeras cuatro muestras fueron utilizadas para la identificación de las especies mineralógicas y obtener una primera estimación de la granulometría presente, mientras que la última muestra entregó resultados finales de granulometría y grado de liberación.

El primer paso en la caracterización corresponde a la identificación de las especies minerales dentro de ésta, seguido de la estimación del grado de liberación y la granulometría de las partículas. Se presentan además microfotografías representativas de las muestras seleccionadas (anexo 5)

8.2.1 Especies Minerales

Las especies minerales presentes en la muestra se dividen en las especies de interés y los minerales acompañantes que en este caso no representan interés económico.

8.2.1.1 *Minerales de interés económico*

Los minerales de interés económico identificados en las muestras corresponden a minerales sulfurados de cobre, de los cuales están presentes:

- Calcopirita (CuFeS_2): Es el mineral predominante, se le puede encontrar en casi todos los sectores de las muestras y su presencia es claramente mayor que el resto de los minerales. Se pueden encontrar cristales de Calcopirita asociados a vetillas de calcita, en la matriz de caliza y en crecimiento botroidal¹¹ dentro de la matriz.
- Bornita (Cu_5FeS_4): Este mineral se encuentra asociado a vetillas y microvetillas de calcita pero también diseminado en la matriz de Caliza en sectores cercanos a la presencia de estas vetillas. Se trata en particular de una Bornita primaria, reconocible por su color rosado pardo y por su inclusión de galena (primaria).
- Calcosina (Cu_2S): En presencia ocasional en muestra 3 como inclusiones en los bordes de los cristales de bornita. (figura 36)
- Covelina (CuS): En presencia muy ocasional en muestra 3.

8.2.1.2 *Minerales de ganga*

Dentro de los minerales de ganga que se identifican en la muestra se pueden encontrar sulfuros metálicos y ganga no metálica. Las especies minerales de ganga son:

- Pirita (FeS_2): se encuentra en menores cantidades como relictos en la calcopirita cuando esta está presente en las vetillas de calcita. Se aprecian además piritas de crecimiento botroidal conocidas como Piritas Melnicovíticas.
- Blenda (ZnS_nFeS): se encuentra en cantidades de trazas, principalmente en inclusiones en Bornita.
- Galena (PbS): se encuentra también en cantidades de trazas como inclusiones en Bornita.

¹¹ Figura 43

- Caliza negra: constituye la mayor parte de los minerales de ganga y corresponde a un mineral de origen sedimentario.
- Silicatos: encontrados de manera ocasional. Sólo observados tras atacar la matriz con ácido y comprobar su persistencia.
- Rutilo: encontrado muy rara vez, y distinguible a nicoles cruzados por su color rojo.

8.2.2 Asociaciones Minerales en muestras de Colpas y muestra 65#

Al realizar el análisis de las muestras con la ayuda del microscopio es posible observar que la mayor parte de las especies de interés se encuentran diseminadas en una matriz de minerales no metálicos. Sin embargo en los sectores donde la mineralización se realiza en las vetillas de Calcita se aprecian asociaciones con otros minerales que deben ser reportadas. Para el caso de la muestra previamente molida 100% bajo 65# se aprecian las mismas asociaciones. Las principales asociaciones vinculadas a la Calcopirita y Bornita son:

- Calcopirita-Pirita (Figura 37 y 42): Aunque se observa que gran parte de la calcopirita se encuentra libre, en sectores donde la mineralización se produjo enfocada en vetillas de Calcopirita es posible encontrar asociaciones con Pirita..
- Calcopirita-Bornita (Figura 36 y 41): En sectores donde la mineralización está asociada a las vetillas y microvetillas de calcita, se puede encontrar en algunas muestras la inclusión de calcopirita en los minerales de Bornita.

También a lo largo de la muestra se pueden encontrar en menor medida Bornita asociada con ganga no metálica.

8.2.3 Microfotografías de la Muestra

8.2.3.1 Muestras a partir de colpas.

A continuación se presenta una serie de microfotografías tomadas a las muestras de mineral analizadas, mostrando las especies minerales presentes y también algunas asociaciones que existen entre los minerales de ganga con la calcopirita.

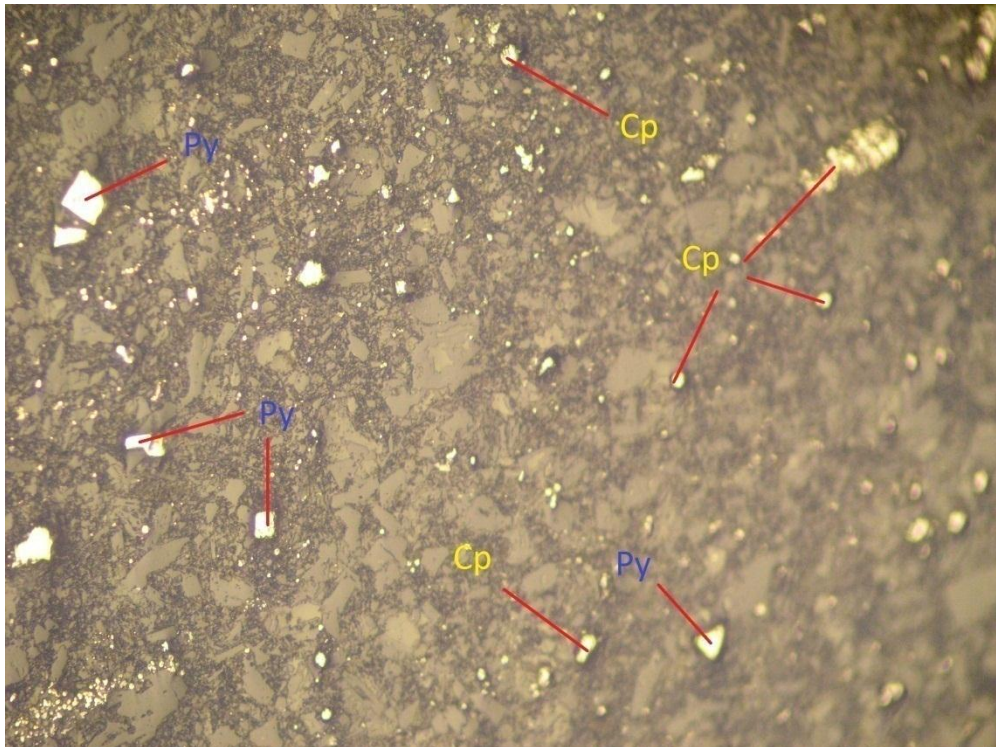


Figura 31 Vista general de la muestra 1 "Cp y Py diseminada", aumento Ocular10x Objetivo 10X.

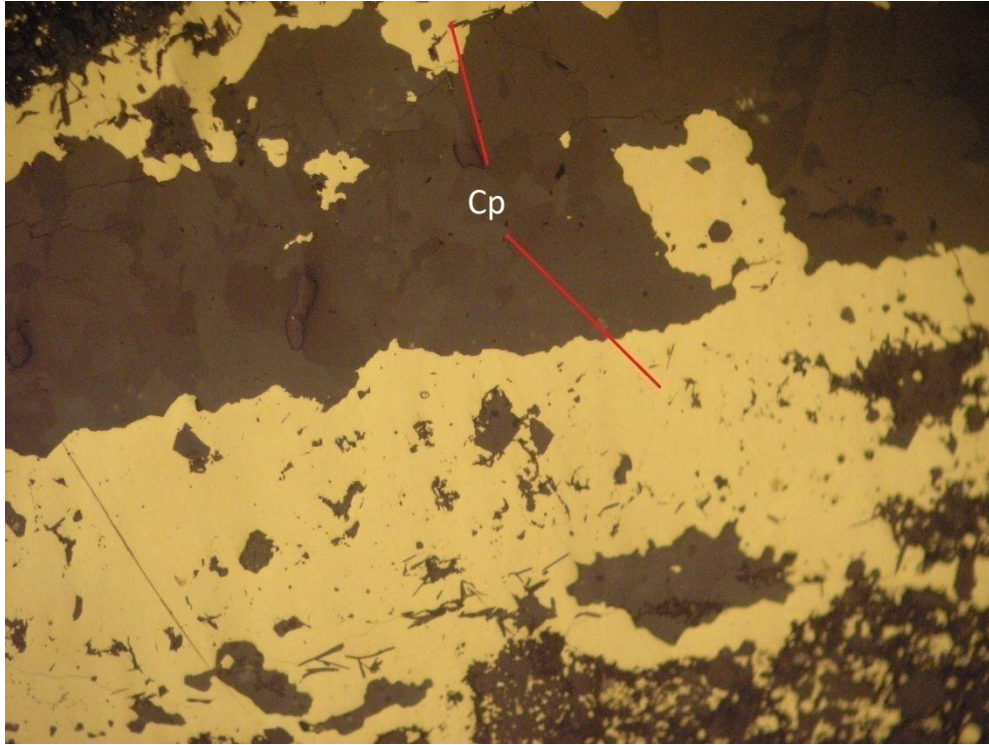


Figura 32 Agrupación Mineralógica de Calcopirita en muestra 2, aumento Ocular10x Objetivo 10X.

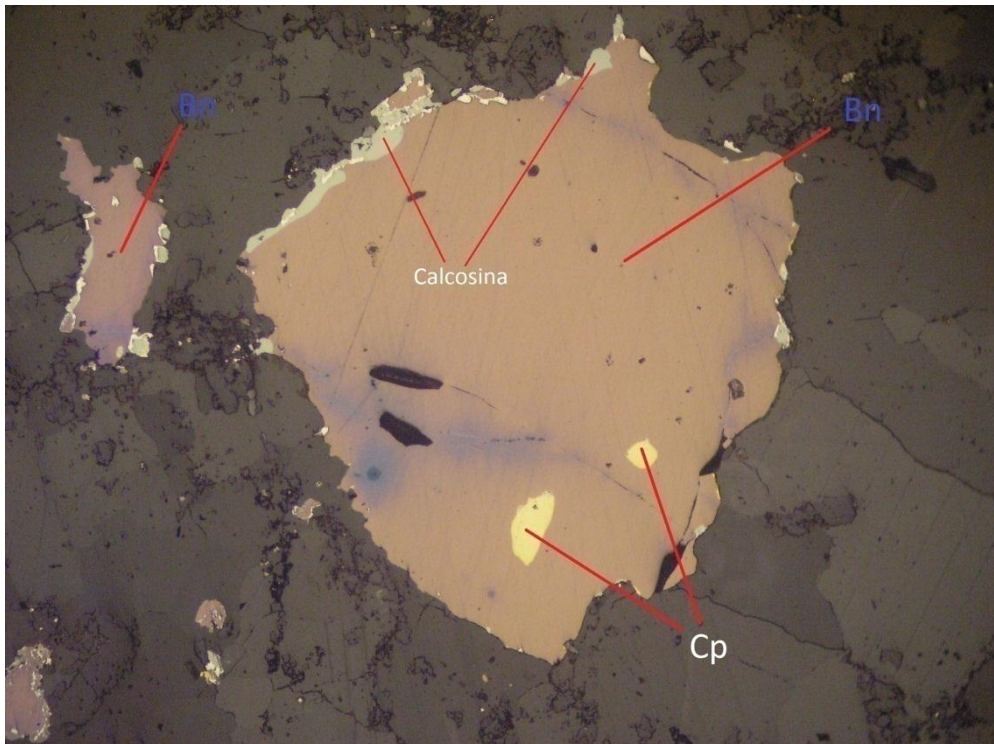


Figura 33 Bornita con inclusiones de Cp y Calcosina en muestra 3, aumento Ocular10x Objetivo 10X.

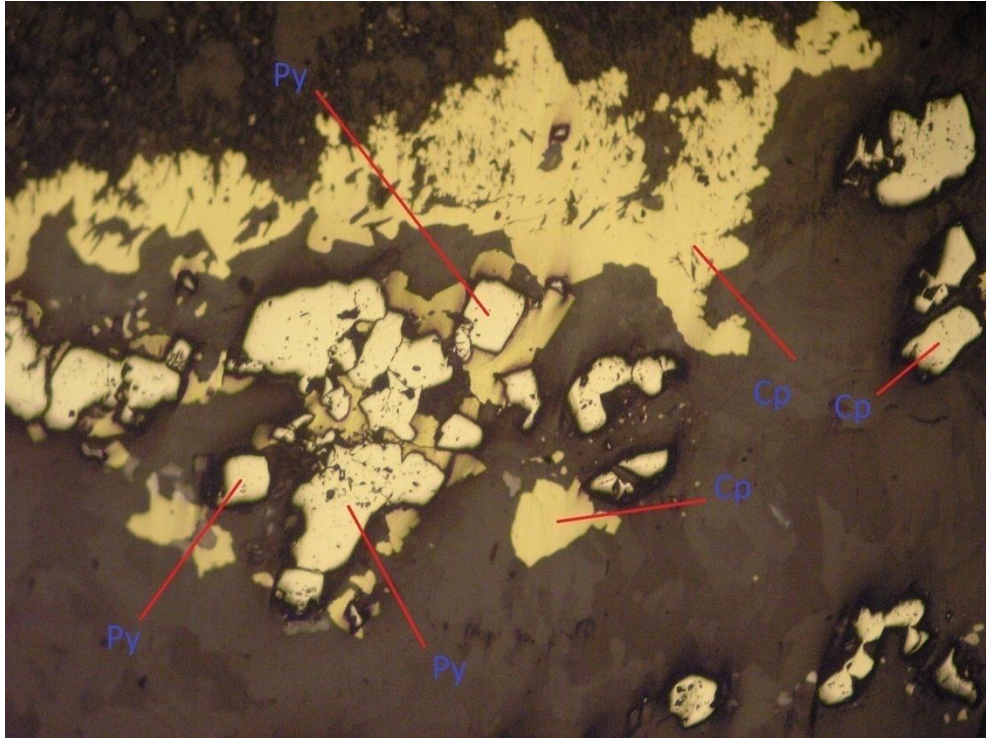


Figura 34 Cp con crecimiento en paragénesis con Py en vetilla de Calcita muestra 4, aumento Ocular10x Objetivo 10X.



Figura 35 Bornita diseminada en matriz no metálica muestra 3, aumento Ocular 10x Objetivo 10X

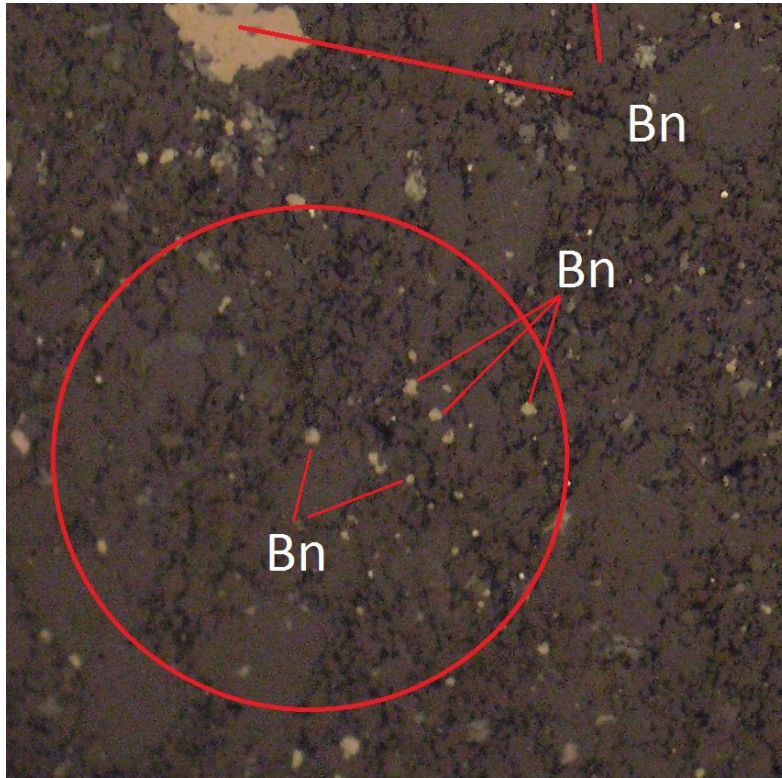


Figura 36 Bornita diseminada en matriz no metálica muestra 3.

8.2.3.2 Muestra 100% bajo 65#

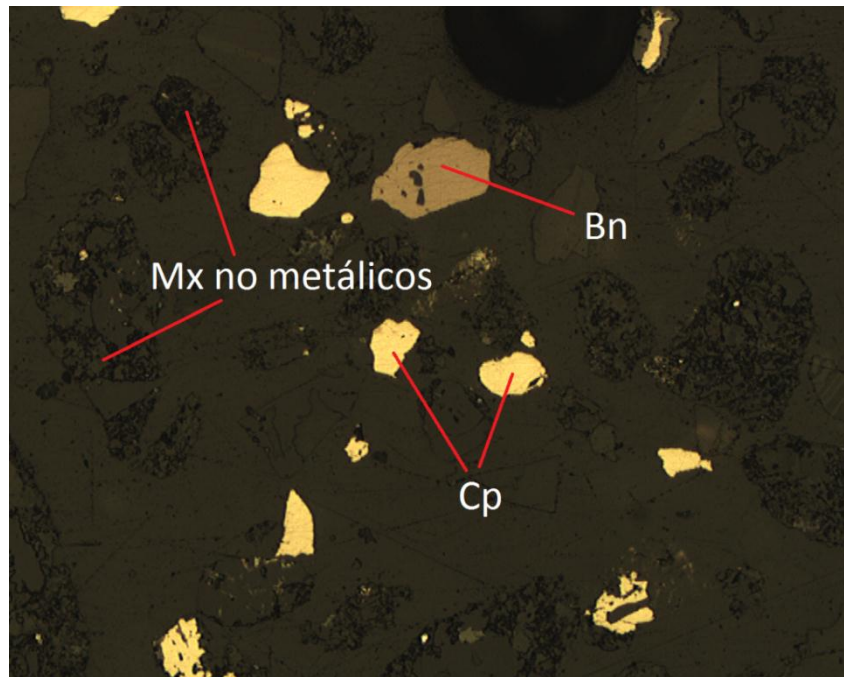


Figura 37 Calcopirita y Bornita liberadas, aumento Ocular 10x Objetivo 10X

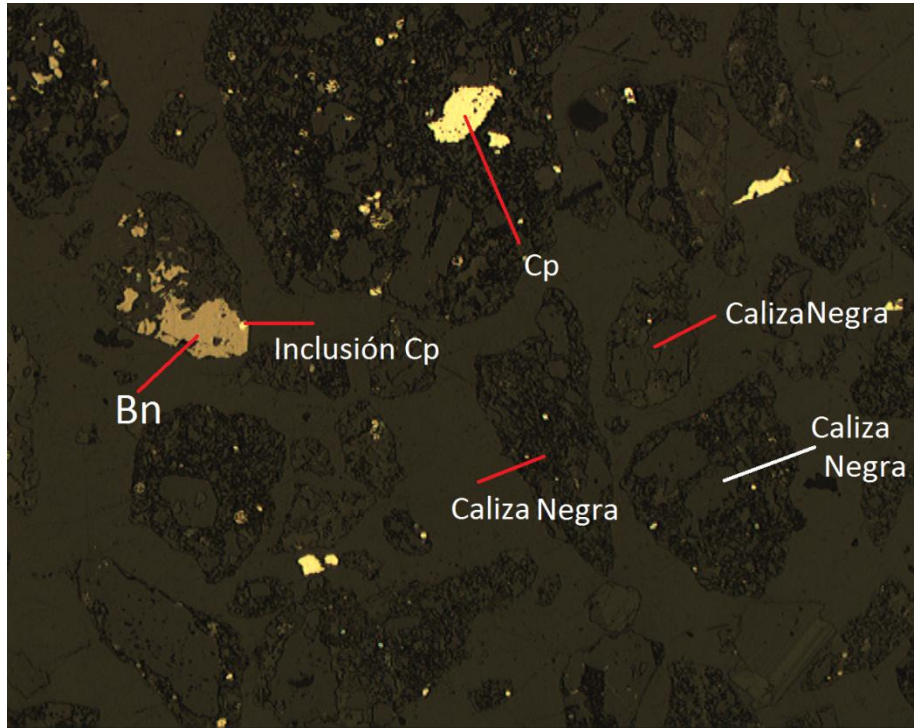


Figura 38 Bornita no liberada con inclusiones de Calcopirita, aumento Ocular 10x Objetivo 10X

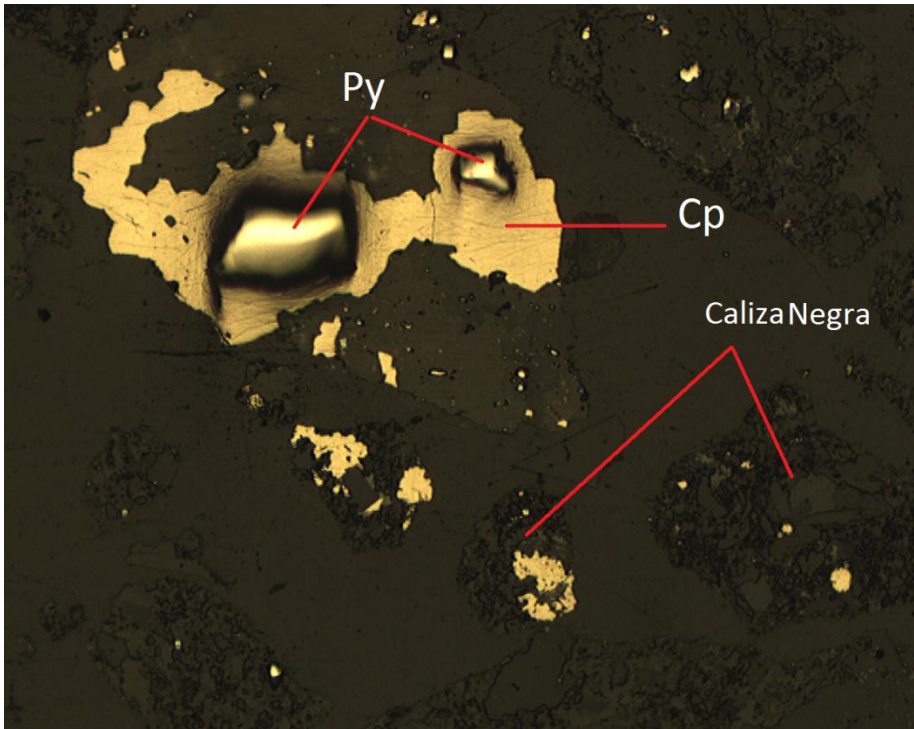


Figura 39 Asociación Pirita-Calcopirita, aumento Ocular 10x Objetivo 10X

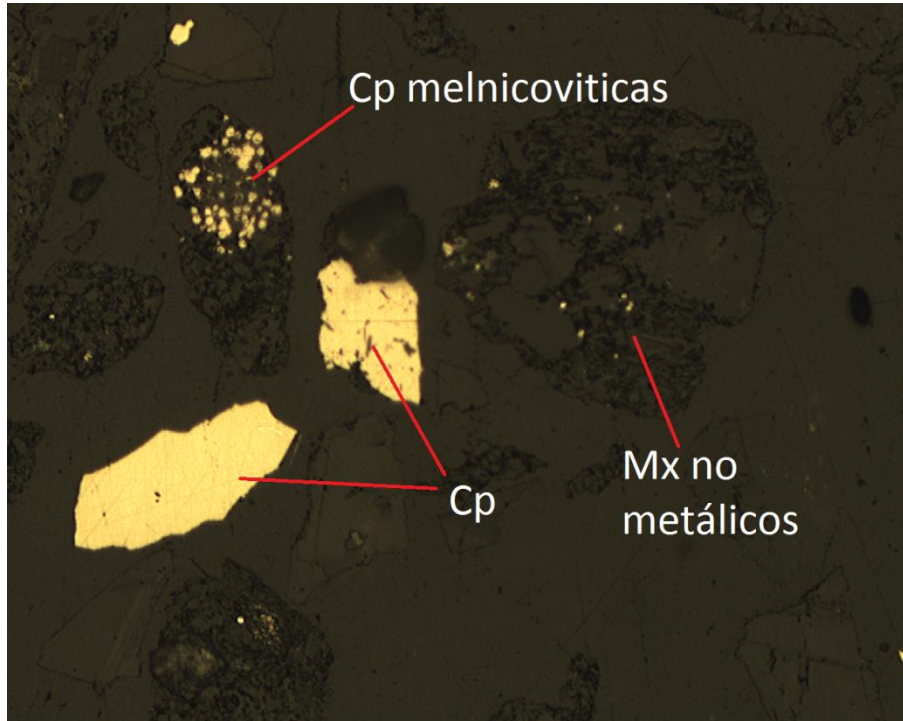


Figura 40 Calcopirita Melnicovíticas, aumento Ocular 10x Objetivo 10X

8.2.4 Granulometría

Para determinar la granulometría de las especie minerales en la muestra se utiliza el procedimiento descrito en la sección 8.1.

Para esto es necesario conocer las medidas de las divisiones de la línea graduada del microscopio dependiendo del aumento que se esté utilizando. La conversión es la siguiente:

Tabla 22 Conversión de tamaños para distintos aumentos

| Aumento | Tamaño de Una División |
|---------|------------------------|
| | [μm] |
| 40x | 2.5 |
| 20x | 5 |
| 10x | 10 |
| 5x | 20 |

Se realizan entre 20 y 100 mediciones distintas para cada uno de los minerales de mayor abundancia en las muestras, los cuales corresponden a Calcopirita, Bornita y Pirita.

Para la medición de la granulometría en la muestra bajo 65# se realizaron 163 mediciones.

8.2.4.1 Calcopirita

La granulometría de la calcopirita en la muestra 1¹² es la siguiente:

Tabla 23 Resultado granulometría de calcopirita.

| | | |
|----------------------------|-------------------|-----|
| Tamaño Mínimo | [μm] | 30 |
| Tamaño Máximo | [μm] | 275 |
| Tamaño Promedio | [μm] | 82 |
| Desviación Estándar | [μm] | 69 |

8.2.4.2 Pirita

La granulometría de la pirita observada en la muestra 4 es la siguiente:

Tabla 24 Resultado granulometría de pirita

| | | |
|----------------------------|-------------------|-----|
| Tamaño Mínimo | [μm] | 125 |
| Tamaño Máximo | [μm] | 350 |
| Tamaño Promedio | [μm] | 250 |
| Desviación Estándar | [μm] | 85 |

¹² Fotografías de las muestras 1 a 4 en anexo 5.

8.2.4.3 *Bornita*

La granulometría de la Bornita observada en la muestra 3 es la siguiente:

Tabla 25 Resultado granulometría de Bornita

| | | |
|----------------------------|-------------------|------|
| Tamaño Mínimo | [μm] | 150 |
| Tamaño Máximo | [μm] | 2000 |
| Tamaño Promedio | [μm] | 750 |
| Desviación Estándar | [μm] | 641 |

8.2.4.4 *Especies de interés económico en muestra 65#.*

Tabla 26 Resultado granulometría calcopirita y Bornita.

| | | |
|----------------------------|-------------------|-----|
| Tamaño Mínimo | [μm] | 15 |
| Tamaño Máximo | [μm] | 205 |
| Tamaño Promedio | [μm] | 40 |
| Desviación Estándar | [μm] | 27 |

Todas las mediciones realizadas para las distintas especies minerales se encuentran en el anexo 5.

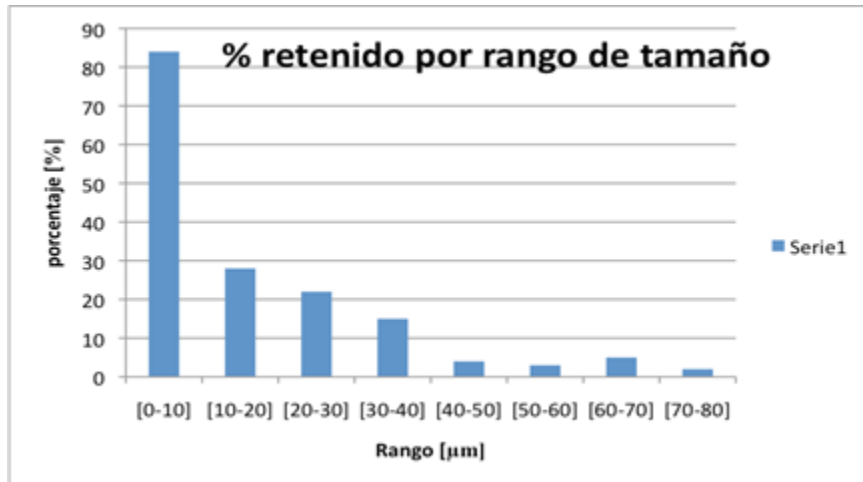


Figura 41 Porcentaje retenido en número por rango de tamaño

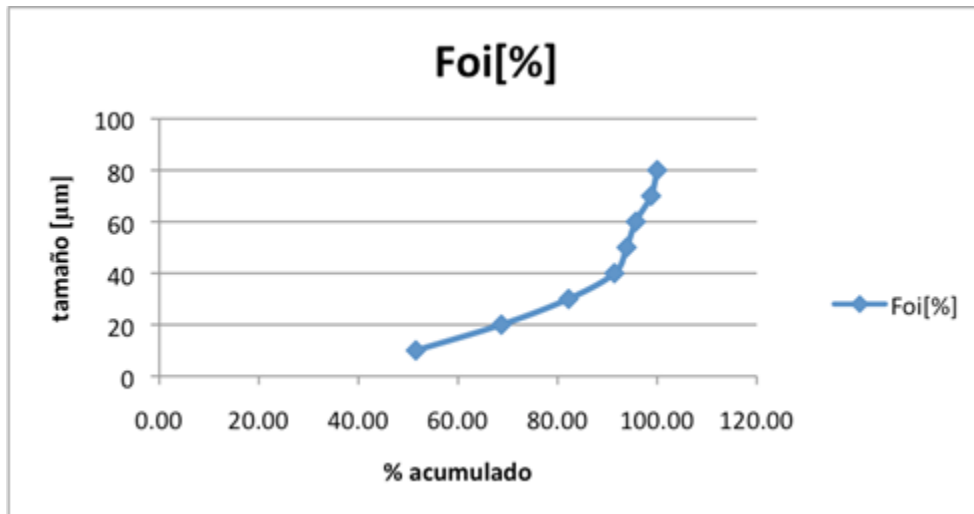


Figura 42 Porcentaje acumulado en número bajo tamaño

8.2.5 Liberación

Para la muestra 100% bajo 65# se obtuvo un 55% de partículas liberadas.

8.3 Análisis de Resultados

- Se identificaron en la muestra minerales de Calcopirita, Pirita, Blenda, Galena, Rutilo, Silicatos (Qz), Bornita, Calcosina, Covelina y Calcilutitas.
- La presencia de Calcopiritas Melnicovíticas, típico crecimiento de Calcopirita en matriz de calcita, sugiere un origen primario.
- El color rosado pardo y la asociación con Blenda y Galena sugiere el origen primario de la Bornita, lo que llevaría a una Bornita de baja ley (50% Cu versus 63% en Bornitas secundarias).
- La matriz está compuesta casi en su totalidad (+95%) de Caliza negra con leves trazas de silicatos.
- Existe un porcentaje mayoritario de partículas muy finas (menores a 15 micrones) que no son posibles de recuperar por medio de flotación y no se consideraron en las mediciones de partículas en la muestra 100% bajo 65#.
- Dado el bajo grado de liberación se aconseja realizar una molienda en laboratorio mayor para posteriormente realizar las pruebas de flotación. Como referencia la granulometría de alimentación a la etapa Cleaner, en minera Las Cenizas es 93% bajo 45 micrones.
- Dada la homogeneidad de la muestra, en su granulometría, no parece necesario realizar mayores mediciones, sin embargo siempre es bueno tener un apoyo adicional para respaldar la confiabilidad del proyecto.

9 Ritmo de explotación

El ritmo de explotación en una faena minera queda definido por el tamaño del yacimiento, los costos e inversiones asociados a su explotación y por el mercado que define los precios de los metales de interés presentes. Y si bien considerar las curvas tonelaje ley generarían mejoras en el resultado, por tratarse de un estudio preliminar centrado en la recopilación de información y no contar con un modelo de bloques definido en base a este criterio, el ritmo de explotación será definido sólo por estos parámetros.

Se procede pues a estimar a grandes rasgos los costos, beneficios e inversiones de cada ritmo de explotación para así calcular su VAN asociado. Estos ritmos de explotación están definidos según los años de vida del proyecto sin considerar etapas de cierre de mina, así se estudió el comportamiento de los distintos VAN para períodos que van desde el año a los veinte años de proyecto.

Dado que el fin de futuros estudios es determinar la viabilidad de implementar una planta procesadora concentradora de minerales versus la venta del ROM (*run of mine*) a ENAMI se procedió a realizar la estimación del ritmo óptimo para ambos casos.

9.1 Estimación de Costos

La estimación de costos es uno de los puntos que mayor impacto tendrá en el negocio minero, más aún cuando se trata de pequeña y mediana minería. Es por ello que en su definición se utilizó tanto información histórica como estimaciones a mediano y corto plazo realizadas por ENAMI basándose en las principales entidades financieras del mundo, como lo son Brook Hunt, Calyon, Barclays etc...

Se definió pues una estructura de costos para un productor promedio de concentrado de cobre a escala de pequeña minería, una estructura para un productor con venta directa a ENAMI y una estructura de costos para la mediana minería.

Los resultados se presentan en las siguientes tablas.

Tabla 27 Costos Productor Tipo Mediana Minería

| COSTO MEDIANO PRODUCTOR CONCENTRADO TIPO | |
|---|-------------------------|
| ITEM | US\$/Ton Mineral |
| Costo Mina | 20,0 |
| Costo Planta | 10,0 |
| Administración | 0,5 |
| Maquila Enami | 13,4 |
| Crédito Oro y Plata | -1,0 |
| Cash Cost | 42,9 |

Tabla 28 Costos Productor Tipo Concentrado Pequeña Minería 2,9% Cu ins, 30 gr. Ag (2005)

| COSTO PEQUEÑO PRODUCTOR TIPO | | |
|-------------------------------------|-------------------------|---------------------|
| ITEM | US\$/Ton Mineral | cUS\$/Lb. Cu |
| Costo Mina | 14,4 | 25,7 |
| Costo Planta | 13,9 | 24,8 |
| Administración | 1,3 | 2,3 |
| Maquila Enami | 20 | 35,4 |
| Crédito Oro y Plata | -1 | -1,9 |
| Cash Cost | 48,6 | 86,3 |

Tabla 29 Costos Productor Pequeña Minería venta ENAMI 2,9 % Cu, 30 gr. Ag (2005)

| COSTO PROMEDIO PRODUCTOR VENTA ENAMI | | |
|---|-------------------------|---------------------|
| ITEM | US\$/Ton Mineral | cUS\$/Lb. Cu |
| Costo Mina | 35,0 | 62,5 |
| Costo Planta | 0,0 | 0,0 |
| Administración | 1,3 | 2,3 |
| Maquila Enami | 20,0 | 35,7 |
| Crédito Oro y Plata | -1,0 | -1,8 |
| Cash Cost | 55,3 | 98,7 |

Se consideraron además un impuesto del 17% y una tasa de descuento del 10%.

9.2 Estimación Beneficios

Los beneficios en el negocio minero dependerán principalmente de cuatro variables decisivas, estas son; Precio del metal en explotación durante el desarrollo del proyecto, Recuperación Minera y Metalúrgica del proceso, Tamaño del Yacimiento y Leyes de este. Con el fin de determinar de manera más precisa el nivel de beneficios asociados al proyecto, se ha calculado la Recuperación Minera esperada. La Recuperación Metalúrgica, al no haber entregado resultados concluyentes, se estimará, *sólo a modo de ejercicio para la determinación de un ritmo de explotación estimado*, en base a la Recuperación Metalúrgica alcanzada en la planta de Minera Las Cenizas la cual procesa un mineral de similares características mineralógicas. Se debe recordar que este cálculo representa una primera aproximación a la estimación de beneficios, con el único fin de entregar un valor referencial del ritmo de explotación que pudiese llegar a tener la explotación del yacimiento. El precio del metal en explotación, en este caso cobre principalmente, se ha determinado en base a estudios realizados por las principales entidades financieras del mundo¹³ y del precio fijado por el gobierno en su Ley de Presupuestos del Sector Público para el año 2011. Finalmente el tamaño del yacimiento ha sido determinado mediante informes ENAMI y visitas a terreno de geólogos.

Los resultados de las variables en cuestión se presentan en las siguientes tablas.

Tabla 30 Pronóstico Largo Plazo Analistas y Bancos

| Institución | Pronóstico [cUS/lb] |
|------------------------------------|---------------------|
| Brook Hunt | 255 |
| CRU | 202 |
| Promedio Analistas | 229 |
| Barclays | 278 |
| Citibank | 238 |
| JP Morgan | 245 |
| Macquarie | 224 |
| Merrill Lynch | 179 |
| Scotiabank | 184 |
| Promedio Bancos | 225 |
| Promedio Bancos y Analistas | 226 |

Tabla 31 Pronóstico Largo Plazo Gob. Chile

| Institución | Pronóstico [cUS/lb] |
|-------------------|---------------------|
| Gobierno de Chile | 259 |

¹³ Brook Hunt, CRU, Barclays, Citibank, JP Morgan entre otros.

El precio del cobre estimado por el Gobierno se basa en el promedio, descontando los dos valores extremos, de un total de 19 analistas expertos en la materia¹⁴.

De los resultados obtenidos en el presente informe y de la estimación de las variables que no entregaron resultados concluyentes es posible definir los siguientes parámetros:

Tabla 32 Recuperación Minera/Metalúrgica Mina Rafaela

| | |
|------------|--------------------|
| Rec Met Cu | 0,93 ¹⁵ |
| Rec Met Ag | 0,80 ¹⁶ |
| Rec Minera | 0,80 |

Tabla 33 Ingresos Bruto

| | |
|--------------------------|-------------|
| Ingresos Bruto Cu [US\$] | 107.206.430 |
| Ingresos Bruto Ag [US\$] | 6.108.934 |

9.3 Inversiones

Las inversiones consideradas fueron valores estimados a partir de valores tipo calculados en función del tonelaje diario extraído durante la explotación del yacimiento. Este plan de inversiones considera tanto la inversión de equipos al interior mina como de infraestructura. Cabe destacar que estas inversiones son consideradas previas al inicio de la producción.

Se consideraron, en una primera instancia y para definir un ritmo de explotación tentativo los siguientes valores de inversiones Mina y Planta.

Tabla 34 Inversiones Mina Planta¹⁷

| | |
|-----------------------------|-------|
| Inversión planta [US\$/tpd] | 12000 |
| Inversión mina [US\$/tpd] | 1200 |

¹⁴ Acta de Resultados del Comité Consultivo del Precio de Referencia del Cobre, Gobierno de Chile, 2011.

¹⁵ Valor de Referencia Minera Las Cenizas.

¹⁶ Valor Estimado.

¹⁷ Fuente. Seminario Competencia en Recursos y Reservas Mineras, Procesamiento de minerales, Fernando Torres/Jaime Díaz, Mayo 2009

9.4 Resultados

Se presentan a continuación los resultados encontrados considerando la implementación de una planta de procesamiento de minerales y los resultados obtenidos contemplando la venta del mineral a la planta concentradora de las cenizas por intermedio de ENAMI. Debe considerarse el hecho que, como ya se ha mencionado, ENAMI establece una cuota por minero de 300 toneladas/mes por lo que el VAN del proyecto para el segundo caso estará determinado por esta restricción.

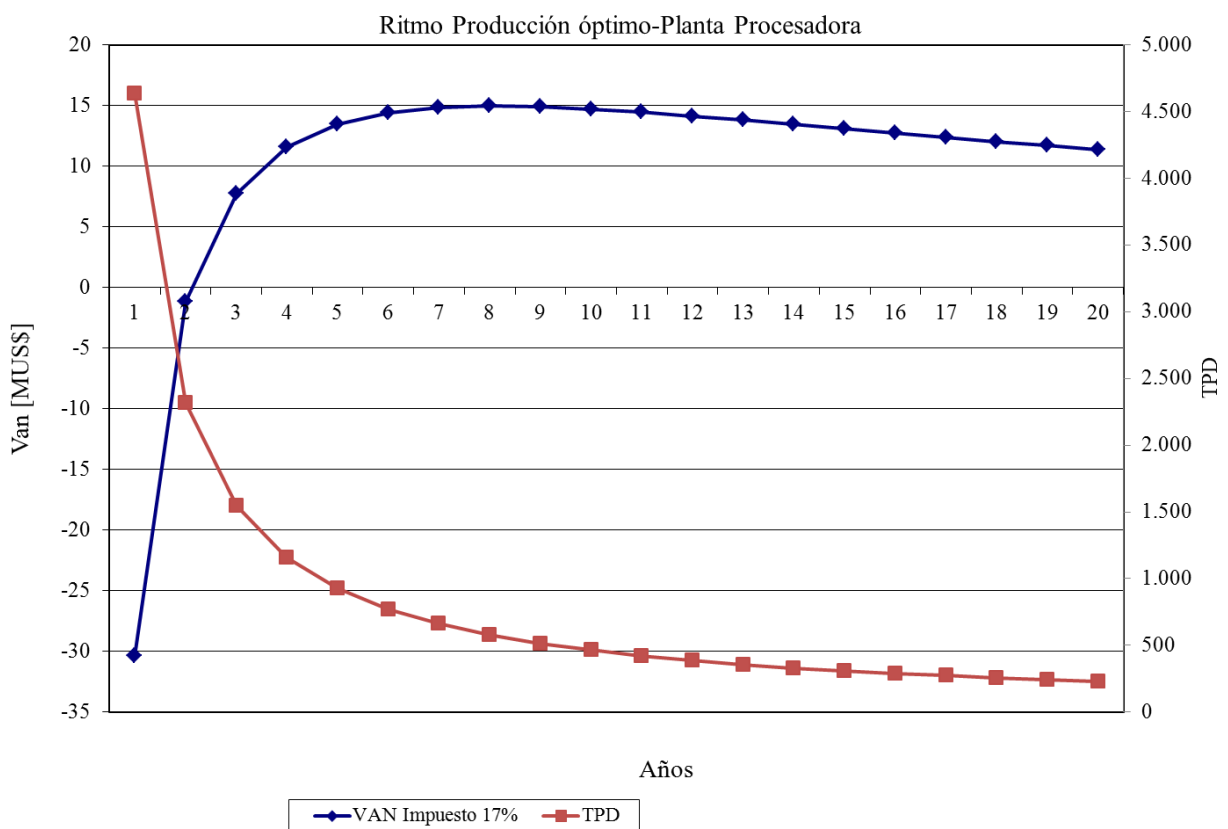


Figura 43 Estimación Ritmo Producción Implementación Planta Concentradora

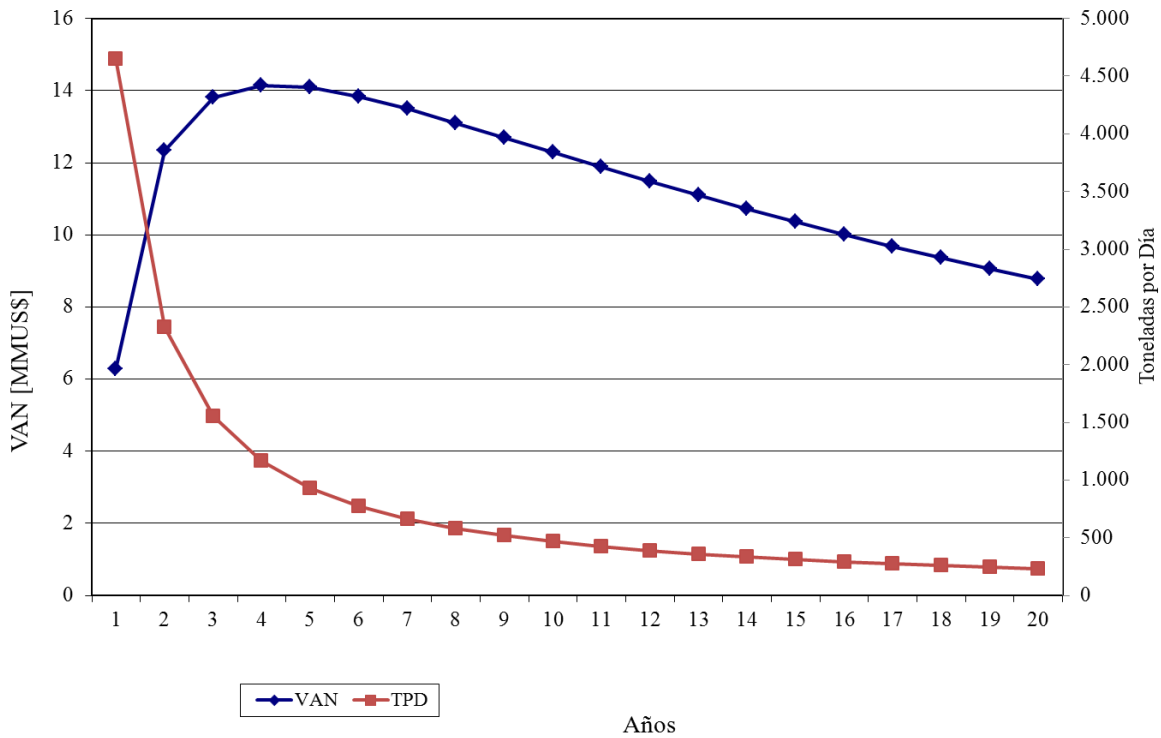


Figura 44 Estimación VAN máximo Venta ENAMI

Del análisis de los gráficos obtenidos lo primero que se puede mencionar es que el hecho que exista una cuota para la entrega de mineral a ENAMI lleva cualquier evaluación previa a valores muy bajos del negocio, por lo que se puede descartar un futuro desarrollo del proyecto bajo estas condiciones de operación.

Para el caso que se produce concentrado de cobre, si bien los costos en la mediana minería son mayores a los de la gran minería se puede ver un panorama alentador para el negocio minero. En efecto para un ritmo de explotación de 650 TPD se prevé un VAN del orden de los 15 MMUS\$. Es por ello que se desarrollará el resto del estudio considerando un ritmo de explotación de 650 TPD.

10 Pruebas Metalúrgicas

Como ya se ha mencionado una de las variables más importantes en el negocio minero corresponde a la recuperación metalúrgica esperada durante el proceso de flotación de minerales sulfurados. En efecto, es sabido que la recuperación metalúrgica de un cierto mineral de interés nunca llegará a ser completa. Esto se debe principalmente a problemas de liberación y flotabilidad que presentan los minerales. Es así como nunca se podrá obtener una liberación total de la especie de interés, por más que se reduzca de tamaño, y por ende la recuperación no será de un 100%.

Si bien se sabe que no se puede recuperar el total de las especies de valor, si se puede tener una idea de cuánto será el máximo de recuperación que se puede esperar. Este valor se conoce como R_{∞} y corresponde como su nombre lo indica a la recuperación máxima que se espera para un tiempo de flotación infinito. Este valor puede determinarse experimentalmente mediante pruebas de laboratorios a escala batch, sin embargo este requiere condiciones granulométricas, reactivos, C_p , pH, agitación, etc... ya establecidas y optimizadas. Es por ello que en búsqueda de este parámetro se realizó en una primera instancia la determinación empírica de la dosis de espumante necesario para realizar una correcta flotación. Para ello se contó con el apoyo del experto laboratorista Oscar Villavicencio para definir el nivel y tamaño de burbujas requerido. Finalmente se utilizó información proporcionada por Minera Las Cenizas para definir los parámetros desconocidos del proceso (C_p , pH y dosis de reactivos) y con esto entregar los resultados del comportamiento del mineral presente en Mina Rafaela bajo estas condiciones de flotación. Se utilizó información proveniente de Minera Las Cenizas ya que para el desarrollo de sus nuevas expansiones Minera Las Cenizas ha comenzado a explotar mineral de características mineralógicas muy similares a los presentes en Mina Rafaela por lo que los parámetros brindados representan una guía sólida en el desarrollo de este y futuros estudios.

Con esta información se realizó la cinética de flotación con la que se buscó determinar los valores de los parámetros cinéticos R_{∞} y K , los cuales corresponden a la recuperación a tiempo infinito y la constante cinética de flotación.

La recuperación Metalúrgica en tiempo infinito R_{∞} es un parámetro de gran interés y requiere de todo un estudio para lograr su determinación. Es por ello que en el presente informe se presenta

la recopilación de los parámetros estudiados y sus resultados con el fin de guiar un futuro estudio metalúrgico.

Así pues se presentan los resultados obtenidos en las distintas etapas del estudio y se propone un línea de trabajo a seguir para completar las pruebas metalúrgicas realizadas.

El valor obtenido en futuros estudios metalúrgicos del parámetro R_{∞} deberá ser utilizado para definir una recuperación objetivo, propia de la faena y obtenida de un análisis técnico-económico previo. Este análisis determina el incremento en el beneficio final del negocio minero al aumentar la recuperación objetivo versus los costos que esto genera, es decir los costos de inversión, operación y mantenimiento de una mayor cantidad de celdas en serie.

10.1 Determinación Cinética de Molienda para test de flotación

Para que las etapas de flotación logren resultados óptimos se requiere que las partículas de interés estén lo suficientemente liberadas como para asegurar una máxima recuperación. Sin embargo dado que el proceso de chancado y molienda genera grandes gastos que pueden poner en peligro el negocio minero, se busca alimentar la etapa *Rougher* de flotación con la granulometría más grande tal que asegure una recuperación máxima. Posteriormente en la etapa *Cleaner* al buscar aumentar la ley del concentrado se aplica una remolienda, esta vez no a todo el ROM mas sólo al concentrado de la etapa anterior. Como resultado se disminuyen los costos en molienda y se tratan cantidades menores y de mayor ley en los espesadores.

Para determinar la granulometría óptima de alimentación a planta se requieren de una serie de pruebas que dada la profundidad del estudio no fueron realizadas. Por contraparte y dado que nuestro fin es realizar un estudio de parámetros que definirán la recuperación metalúrgica del mineral se procedió mediante la información proveniente del estudio de caracterización de minerales a realizar una molienda que asegurara de sobra un grado de liberación suficiente para no afectar la recuperación. Con esto se definió la granulometría a utilizar para las pruebas de flotación la cual resultó $P_{80} = 200\#$ (75 micrones).

10.1.1 Procedimiento

En esta sección se analiza la metodología utilizada para calcular la cinética de molienda a partir de una muestra de 35 Kg obtenida desde una frente de carguío al interior mina desde el sector nivel 756 Sur.

El procedimiento es el siguiente:

- Chancado bajo $\frac{1}{4}$ "
- Separación por medio del cortador giratorio en muestras de 1.000[g]
- Molienda en molino de barras con un $C_p = 70\%$ durante 3, 6, 8 y 10 minutos.
- Recolección de la pulpa en cubeta cuidando no dejar restos de mineral dentro de él o adheridos a las barras.
- Deslame de la pulpa bajo 200#
- Secado en horno
- Pesado del mineral obtenido sobre las 200#
- Cálculo de la fracción acumulada bajo 200# versus el tiempo de molienda

10.1.2 Alcances

Para realizar el deslame se debió cuidar de no saturar la malla con una alta cantidad de pulpa, ya que esto genera la formación de un tapón de lamas en el fondo de la malla lo que imposibilita un correcto procedimiento.

Por otra parte, dado que no se utiliza la pulpa para futuras etapas de flotación no fue necesario cuidar la cantidad de agua utilizada en la descarga del molino.

10.1.3 Resultados obtenidos

Dado el carácter cercano al lineal que se obtiene en las cinéticas de molienda fue posible mediante cuatro ensayos, determinar el tiempo de molienda necesario para llegar a la granulometría esperada.

Se presenta a continuación los resultados obtenidos de la cinética de molienda realizada a los minerales sulfurados provenientes del sector nivel 756 Sur.

Tabla 35 Cinética Molienda Resultados

| Tiempo molienda [min] | Masa inicial [g] | Masa acumulada sobre malla [g] | Foi [%] | Fui [%] |
|-----------------------|------------------|--------------------------------|---------|---------|
| 0 | 1000 | 800,0 | 80,0 | 20,0 |
| 3 | 1000 | 629,0 | 62,9 | 37,1 |
| 6 | 1000 | 464,7 | 46,5 | 53,5 |
| 8 | 1000 | 320,6 | 32,1 | 67,9 |
| 10 | 1000 | 159,2 | 15,9 | 84,1 |
| 9:44 | | | | 80 |

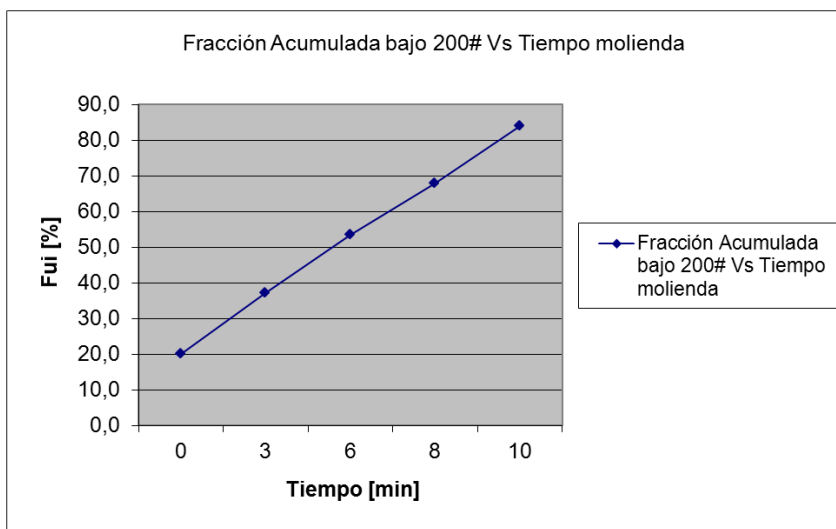


Figura 45 Gráfico Cinética Molienda

Se obtuvo pues que el tiempo necesario para que el 80% de la muestra se encuentre bajo 200# es de 9[min] 44[seg]. Este resultado se utilizó para la etapa posterior de flotación escala batch.

10.2 Determinación Dosis Espumante

Para la determinación de la dosis de espumante adecuada se utilizaron parámetros bases conforme a recomendaciones tanto del Señor Jaime Silva como del Profesor Willy Kracht. Las condiciones bases planteadas para definir la dosis fueron las siguientes:

Tabla 36 Condiciones bases determinación dosis espumante

| Variables | Condición base |
|-----------------------------------|----------------|
| pH | 11 |
| Cp [%] | 70 |
| Tamaño Celda de Flotación [l] | 2 |
| Velocidad de Agitación [rpm] | 1800 |
| Tiempo de Acondicionamiento [min] | 3 |
| Tipo de Celda | autoaspirante |

10.2.1 Procedimiento

Para lograr evitar toda fuente de error asociado a contaminación por elementos externos o error en la dosificación el procedimiento fue en extremo cuidadoso. Con las muestras de 1000 [g] obtenidas en la etapa anterior se procedió de la siguiente forma:

- Molienda en molino de barras con un Cp = 70% durante 9:44 [min:seg].
- Recolección de la pulpa en celda de 2 litros cuidando no dejar restos de mineral dentro del molino ni adheridos a las barras.
- Agitación de la pulpa hasta lograr homogeneidad.
- Calibración del pH-metro e introducción de este a la celda.
- Mediante aplicación de cal se subió el pH hasta llegar al estipulado en la condición base y luego se retiró el pH-metro.
- Progresivamente se fue agregando los incrementos (de no más de 10 [4L]) en las dosis de los distintos espumantes. Entre cada aplicación se esperó un tiempo de acondicionamiento de 3 min tras lo cual se abrió el paso del aire se observaba la cantidad y perseverancia de la espuma generada.

10.2.2 Alcances

Dado que se trata de un experimento de percepción visual se contó con el apoyo constante del laboratorista a cargo el cual contaba con experiencia suficiente en el tema.

Se estudiaron así dos combinaciones posibles de espumantes MIBC+X133 en relación 3/1 y MIBC+Aceite de Pino.

10.2.3 Resultados obtenidos

Los resultados fueron los siguientes:

Tabla 37 Resultados Dosis MIBC+X133

| Dosis | | Observación | Dosis | |
|-----------|-----------|--|------------|-----------|
| MIBC [ϕl] | X133 [ϕl] | | MIBC [g/t] | X133[g/t] |
| 30,0 | 10,0 | Espuma persistente, burbujas muy grandes | 24,3 | 9,0 |

Tabla 38 Resultado Dosis MIBC+Aceite Pino

| Dosis | | Observación | Dosis | |
|-----------|------------------|------------------------------------|------------|------------------|
| MIBC [ϕl] | Aceite Pino [ϕl] | | MIBC [g/t] | Aceite Pino[g/t] |
| 37,0 | 5,0 | Buena cantidad y calidad de espuma | 30,0 | 4,5 |

Fue recurrente durante el experimento ver la aparición de grandes burbujas, esto representa un problema en la etapa de flotación ya que genera una menor capacidad de levante. Tras conversar con personal de Minera Las Cenizas se pudo constatar que el problema es propio del tipo de mineral y que es un problema que aún se está intentando resolver.

Dadas las observaciones realizadas se decidió utilizar MIBC+Aceite de Pino ya que este controlaba de manera más eficiente la aparición de grandes burbujas.

10.3 Cinética de Flotación Primaria

Una vez obtenidos los datos sobre cinética de molienda y dosis de espumantes se requiere aún de determinar las dosis y tipos de reactivos a utilizar. Si bien se debería haber hecho este estudio, su duración y costo habría estado fuera de las capacidades del proyecto. Es por ello que se optó por consultar sobre la dosificación utilizada en la planta de Cenizas. Se presentan a continuación los parámetros utilizados en esta etapa del proyecto.

Tabla 39 Condiciones Base Flotación Primaria

| Variables | Condiciones base |
|--|-------------------------|
| pH | 11 |
| Reactivos: | |
| ◆ Colectores <ul style="list-style-type: none">• AX-343 | 70 [g/t] |
| ◆ Espumante <ul style="list-style-type: none">• MIBC• Aceite Pino | 30[g/t] 4,5[g/t] |
| Cp | 30% |
| Celda de Flotación | 2 litros |
| Velocidad de Agitación | 1800 rpm |
| Tiempo de Acondicionamiento | 5 min |
| Tiempo de Flotación | 32 min |

10.3.1 Procedimiento

El procedimiento realizado se describe a continuación:

10.3.1.1 Molienda

- Se limpió cuidadosamente el molino y las barras de éste, para evitar que restos de materiales anteriores interfirieran en el desarrollo del laboratorio.
- Se agregó la muestra de mineral de aproximadamente 1 [kg] y se añadió la cantidad de agua necesaria para alcanzar un Cp de 70%. Adicionalmente se añadió el 50% de la dosificación calculada de reactivos.
- Se dejó al molino funcionar por 9:44 [min:seg].
- Se lavó cuidadosamente el molino y las barras, tratando de no dejar restos de mineral dentro de él o adherido a las barras. Para esto se ocupó una cantidad reducida de agua ya que los requerimientos de porcentajes de sólidos en peso para la etapa siguiente no debían ser superados.

10.3.1.2 Flotación

- Se preparó agua al pH de la flotación. Ésta sirvió para el lavado de las paredes de la celda de flotación y del impeler en el proceso, así como también para mantener el nivel de la pulpa.
- Se llevó el mineral molido a la celda de flotación. Se agregó la suficiente agua y se añadió la cantidad restante de reactivos. Se dejó acondicionar la pulpa por 5 minutos, con una velocidad de agitación de 1800 rpm, en los cuales se debió controlar el nivel de pH adecuado (pH 11).
- Se procedió a dejar entrar el aire al sistema, con el cual comenzó a formarse la espuma.
- Sistemáticamente cada 15 segundos aproximadamente se realizó el paleteo de espuma y cada 30 segundos aproximadamente se lavaron las paredes de la celda y el impeler.

- Se prepararon seis bandejas de colección de manera de recoger el producto para diferentes intervalos de tiempo. Los intervalos de tiempos considerados para calcular las constantes cinéticas fueron [0-1, 1-2, 2-4, 4-8, 8-16, 16-24 min].
- Se procedió a la colección del concentrado.
- Concentrado y relave fueron filtrados al vacío obteniéndose un queque de concentrado y relave respectivamente.
- Los queques fueron ingresados al horno y fueron secados por aproximadamente 1 día.
- Luego del secado los queques de concentrado y relave fueron pulverizados y se tomaron muestras de ambos de aproximadamente 100 [g] cada una. Estas muestras fueron enviadas al laboratorio de análisis químico, el cual entrega como resultado las leyes de cobre en cada muestra.

Una vez obtenidos los resultados del laboratorio se podrá calcular las constantes R_{∞} y K .

10.3.2 Resultados

De la cinética de Flotación realizada se obtuvieron los siguientes resultados:

Tabla 40 Resultados cinética de flotación

| Tiempo [min] | Masa papel [g] | Masa total [g] | Masa [g] | Ley[%] | Finos [g] | Finos acumulados [g] | Recuperación [%] |
|--------------|----------------|----------------|----------|--------|-----------|----------------------|------------------|
| 1 | 8,70 | 29,29 | 20,59 | 5,65 | 1,16 | 1,16 | 7,18 |
| 2 | 8,83 | 26,11 | 17,28 | 5,79 | 1,00 | 2,16 | 13,36 |
| 4 | 8,54 | 32,54 | 24,00 | 4,71 | 1,13 | 3,29 | 20,34 |
| 8 | 8,75 | 50,72 | 41,97 | 3,92 | 1,65 | 4,94 | 30,50 |
| 16 | 8,29 | 66,37 | 58,08 | 3,10 | 1,80 | 6,74 | 41,62 |
| 24 | 8,33 | 63,41 | 55,08 | 3,70 | 2,04 | 8,78 | 54,21 |
| Relave | 17,30 | 797,08 | 779,78 | 0,95 | 7,42 | 16,19 | 100,00 |
| Alimentación | | | 996,78 | 1,62 | 16,19 | - | - |

En este caso se considera como alimentación la suma de las masas de concentración y relave y la recuperación corresponde a la recuperación acumulada en el tiempo. La ley de alimentación se calculó en base a un balance de finos.

Gráficamente se puede observar la recuperación en el tiempo:

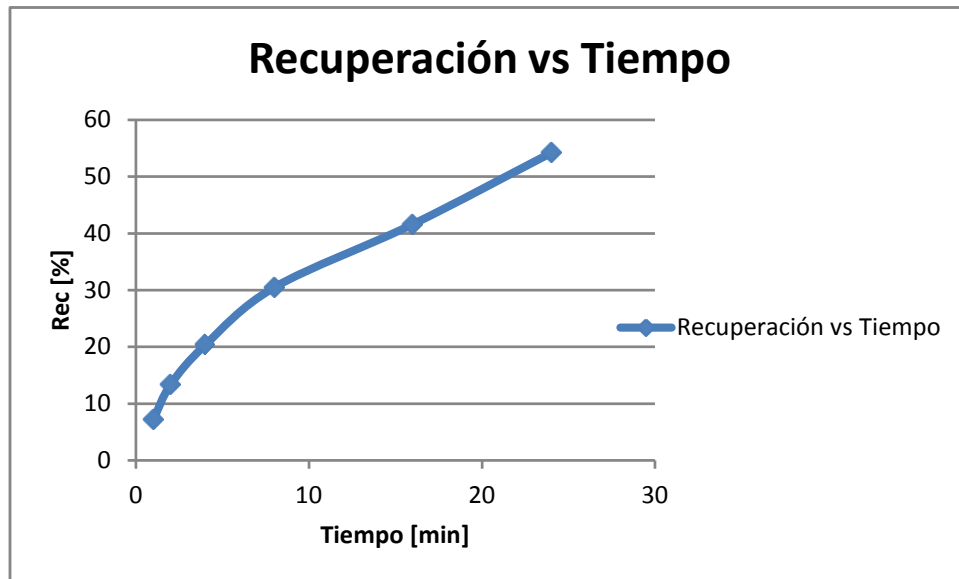


Figura 46 Recuperación vs tiempo

10.4 Análisis de Resultados

- Se debe tener especial cuidado y constante supervisión de la cantidad y calidad de las burbujas a nivel industrial y batch ya que el mineral al tener partículas carboníferas genera espuma de manera natural y al ser combinado con los espumantes crea burbujas de gran tamaño y perseverancia que dificultan la flotación de las especies de interés.
- La dosis de espumante encontrada ha demostrado generar burbujas de tamaño y perseverancia favorables para realizar un test de flotación, sin embargo el mineral ha demostrado ser muy sensible a la dosis de espumante versus sus resultados, por lo que se aconseja una prueba a escala industrial antes de poner en marcha una planta bajo esta dosificación.

- Los resultados obtenidos en la cinética de flotación no son concluyentes respecto a la determinación de un R_{∞} y un K ya que el gráfico de recuperación versus tiempo no alcanza una meseta clara, sin embargo es posible estimar mediante la herramienta Solver dichos valores dado los resultados obtenidos y considerarlos como un valor preliminar.

Tabla 41 Valores Preliminares de parámetros cinéticos

| | |
|------------------|-------|
| R_{∞} [%] | 56,26 |
| K | 0,10 |

- Se recomienda para futuros estudios aumentar el tiempo de flotación de la cinética con el fin de llegar a la meseta de la curva Recuperación versus Tiempo y buscar alternativas en las variables de flotación de modo de asegurar una velocidad de flotación del proceso mayor.

11 Sistema de Manejo de Minerales y Equipos Mineros

11.1 Sector Caserones y Pilares

Antes de abordar el tema del sistema de manejo de minerales y equipos mineros se explicará la configuración aplicada del método de Caserones y Pilares la cual difiere del método original por tratarse de un yacimiento cuyo manto y potencia lo hacen más difícil de explotar. En efecto, dada la configuración espacial del manto mineralizado la aplicación directa del método es imposible. El manto mineralizado tiene un manto medio de 20° y una potencia media de 2,5 metros lo que imposibilita el transporte de mineral desde la frente hasta el exterior de la mina por medio de vehículos motorizados. Es por ello que se ideó una explotación que ataque el cuerpo mineralizado de manera perpendicular al manto. Sin embargo dada la baja potencia del cuerpo y las dimensiones mínimas requeridas para realizar una explotación mecanizada que asegure el ritmo de explotación requerido será necesario, en las calles perpendiculares al manto, la extracción de parte del piso estéril (Figura 48 área amarilla). Se presentan a continuación vistas en planta y perfil esquemáticas del método de explotación.

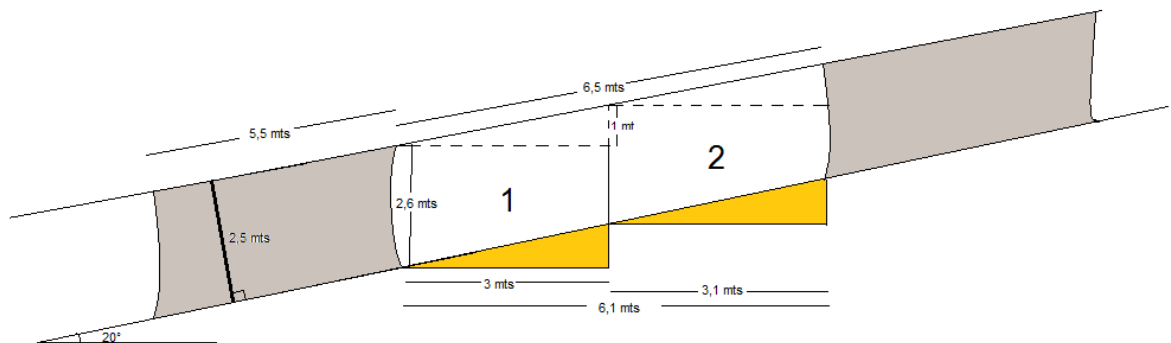


Figura 47 Vista perfil Esquema Explotación Caserones y Pilares

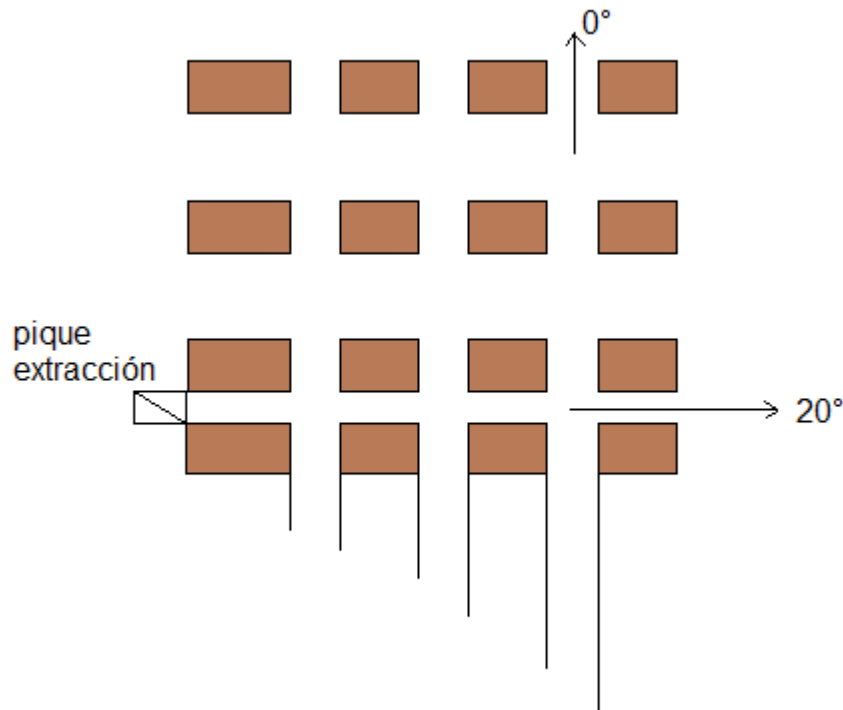


Figura 48 Vista Planta Esquema Explotación Caserones y Pilares

La secuencia de explotación será el desarrollo del sector 2 seguido del sector 1 (figura 48), ambos desarrollos generarán una dilución a considerar en la recuperación final, sin embargo se deberá estudiar la posibilidad de realizar dos disparos por avance de tal manera de no incorporar dicho estéril a la producción. Por su parte las calles paralelas al manto, dado que los sectores 1 y 2 se explotan horizontalmente generarán dificultades en su explotación. Esto ya que, desde el sector 1 sólo se puede explotar horizontalmente el pilar restante (ya que el cargador no puede trabajar con pendientes superiores al 8%) por lo que generará un sector de mineral no explotado (Figura 50 área roja). Por su parte desde el sector 2 si se explotara el pilar paralelo al manto, no se podría retirar la saca con el Scoop, debido al muro generado por la explotación horizontal del sector 2. Se debe por lo tanto explotar el pilar desde la base del sector 2 cuidando dejar un ángulo entre la horizontal y el piso del pilar explotado lo suficientemente grande para generar caída gravitacional del material quebrado hasta el piso del sector 2 (min 40°). Esto se ejemplifica en la figura 50.

Este esquema permite el correcto transporte de mineral por parte de los equipos Scoop y una perforación a gran escala.

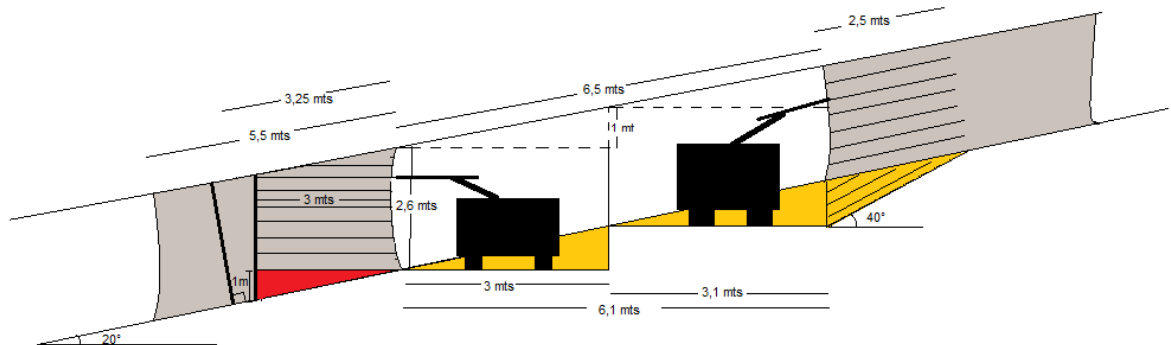


Figura 49 Esquema Diagrama de Perforación

Con esto la recuperación del método estará expresada por la siguiente ecuación:

$$R = \frac{\text{Volumen Extraído}}{\text{Volumen Total}} = \frac{(W_p + W_o)^2 \times h - W_p^2 \times h - \left(\frac{3 \times 1}{2} \times W_o\right)}{(W_p + W_o)^2 \times h}$$

$$R = \frac{(5,5 + 6,5)^2 \times 2,6 - 5,5^2 \times 2,6 - \left(\frac{3 \times 1}{2} \times 6,5\right)}{(5,5 + 6,5)^2 \times 2,6}$$

$$R = 76\%$$

Sin embargo si se decide incorporar como apoyo perforación manual, es posible desquinchar los sectores que el Jumbo no pueda explotar. Por ser esto considerado ingeniería de mayor profundidad se dejará propuesto para futuros estudios.

El volumen de estéril extraído generará una baja en la ley media del sector de:

$$\text{Volumen tributario Mineral [m}^3\text{]} = (W_p + W_o)^2 \times h - W_p^2 \times h - \left(\frac{3 \times 1}{2} \times W_o\right) = 286$$

$$\text{Volumen Estéril [m}^3\text{]} = 1,2 \times 6,5 + 2,25 \times (\text{sen}(20) \times 1,2) \times 6,5 + (3 \times 1 \times (6,5 + 5,5)) \times 2 = 85,8$$

Finos totales tributarios [t]: 5,148

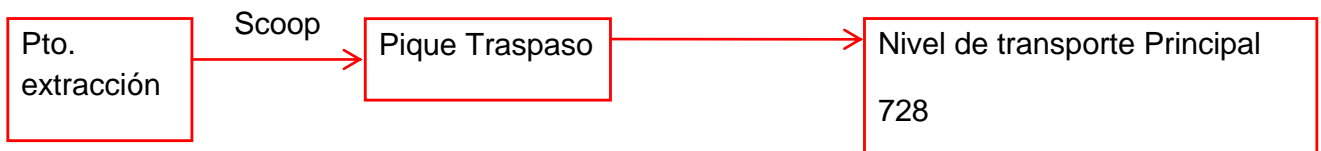
Volumen total tributario[t]: 371,8

Ley media con dilución: 1,38 %

Esto afectará considerablemente la estimación inicial del VAN del proyecto utilizada en el cálculo del ritmo de explotación.

11.1.1 Sistema Conceptual de manejo de minerales

Entendido el sistema general de explotación se dará paso a la presentación del sistema conceptual de manejo de minerales. El sistema consiste principalmente en la extracción por medio de Scoop desde puntos de extracción que están en la frente, para descargar en el nivel de transporte secundario. Este último conectará con el nivel 735, desde el cual por medio de un pique de traspaso conectará con el nivel de transporte principal, nivel 728.



11.1.2 Elección de equipos

Se seleccionaron los siguientes equipos en base a las dimensiones del método, y ritmo de producción objetivo.

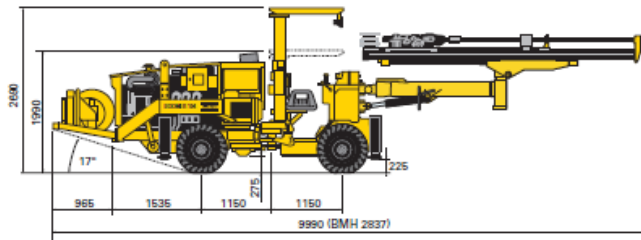
11.1.2.1 Equipo de perforación

Para la perforación a la frente, utilizada tanto en los desarrollos como en producción se seleccionó el equipo más pequeño de la serie Boomer de Atlas Copco, el Rocket Boomer 104 del cual se presenta información básica:

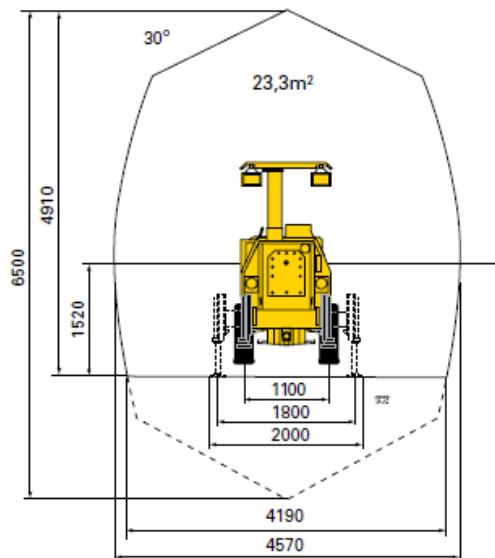
Boomer 104

Measurements

SIDE VIEW



COVERAGE AREA



TURNING RADIUS

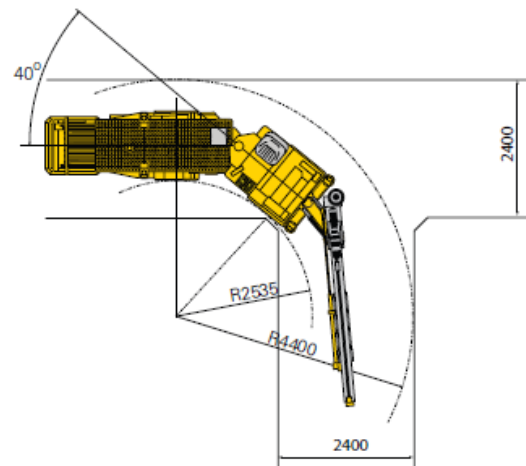


Figura 50 Dimensiones Equipo Perforación

Tabla 42 Especificaciones básicas Equipo Perforación

| Main specifications | |
|--------------------------|-------------------------|
| Rocket Boomer 104 | |
| Rock drill | 1 x COP 1838ME |
| Feed | 1 x BMH 2825 - BMH 2837 |
| Boom | 1 x BUT 4 |
| Drilling system | DCS 18 - 104 |
| Length (with BMH 2831) | 9710 mm |
| Width | 1220 mm |
| Height roof up | 2685 mm |
| roof down | 1985 mm |
| Turning radius | 4400/2539 mm |
| Weight | 12500 kg |

NOTA: dadas las dimensiones de las calles el equipo deberá ser pedido con techo protección cabina en posición mínima (Figura 52)



Figura 51 Equipo de Perforación de bajo perfil

11.1.2.2 Equipos de carguío y transporte

Se utilizarán equipos Scoop para el carguío y transporte hasta los piques de traspaso. Dadas las dimensiones del área a explotar y de los requerimientos de tonelaje se seleccionó el equipo Scooptram ST2G de capacidad de balde de 1,9 m³. Además dado que en la faena se cuenta con un equipo TORO de 1,5 yd³, este también estará incluido en los cálculos de rendimientos.

Se presentan a continuación las principales características del equipo en cuestión.

| Tabla 43 Características Técnicas ST2G | |
|--|----------------------------------|
| Recommended drift width | 2.4 m |
| Tramming capacity | 3,600 kg |
| Standard bucket | 1.9 m ³ |
| Mechanical breakout force | 5,936 kg |
| Hydraulic breakout force | 9,060 kg |
| Operating weight of vehicle** | 13,000 kg |
| Length | 7,109 mm |
| Height, canopy/cabin | 2,162 mm |
| Bucket height, max. | 3,747 mm |
| Width, vehicle*** | 1,735 mm |
| Standard diesel engine | Deutz BF4M1013EC, Tier 1/Stage I |
| Power rating at 2,300 rpm | 87 kW/117 hp |
| Tyre dimensions | 12.00 R 24 |

* All data apply to standard equipped vehicles

** Approximate weight

*** Less bucket, over tyres



Figura 52 Scooptram ST2G

Además, dada la imposibilidad de instalar una planta de procesamiento de minerales donde se emplaza el yacimiento, la única opción es instalarla en las inmediaciones de Cabildo (se cuenta con el terreno). Esto generará la necesidad de transportar desde el pique de extracción hasta la planta las 650 TPD. Para ello se seleccionaron camiones carreteros con capacidad de 17 toneladas. Dado que la empresa cuenta con ellos no serán considerados en las inversiones a realizar.

Se presenta a continuación un esquema de medidas de los camiones a utilizar.

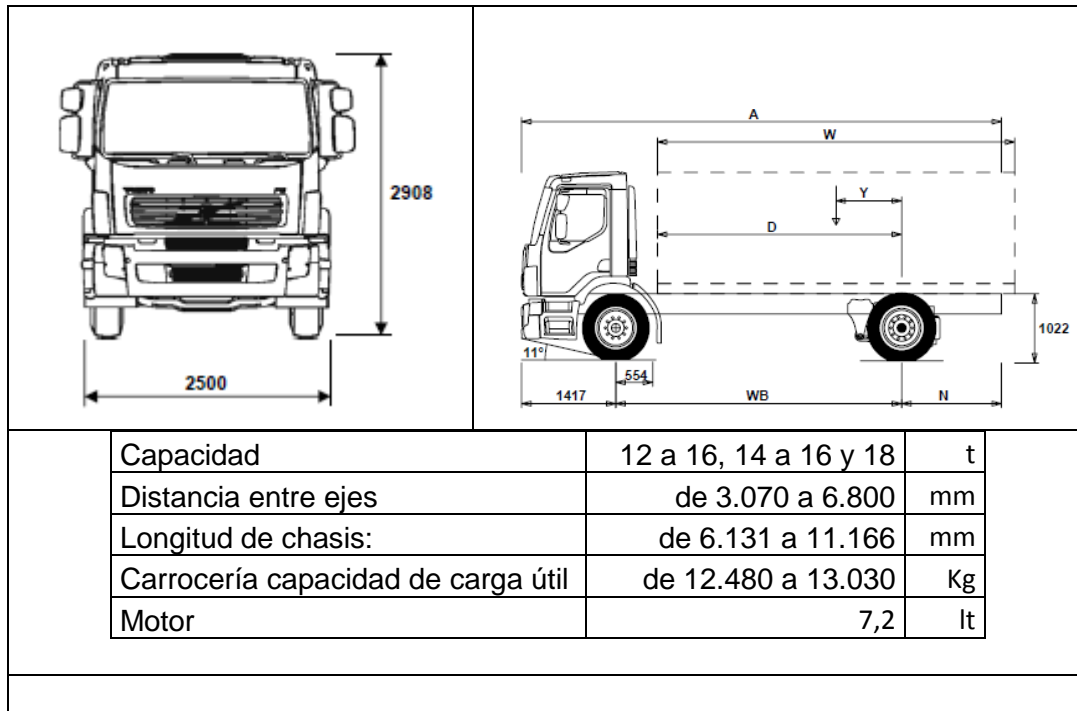


Figura 53 Especificaciones técnicas Camión Carretero

De datos obtenidos en terreno se sabe que un camión de estas características requiere de 1 hora de viaje para bajar cargado hasta el lugar donde se emplazará la planta (14km por camino no pavimentado) y 45 minutos para la subida vacío. De datos de terreno también es posible definir que estos camiones son cargados con 17 toneladas en promedio por viaje. Si además consideramos 5,5 horas efectivas trabajadas por turno, una disponibilidad mecánica del 90% y 3 turnos por día, entonces se requerirán de 5 camiones de este tipo para cumplir con las toneladas diarias objetivo.

11.1.3 Rendimientos

11.1.3.1 Equipos de perforación

Tabla 44 Rendimiento Boomer galería 4x4

| Avance desarrollos galerías 4x4 (Boomer 104) | | |
|---|-------------|-----------------------|
| Vel. de avance | 1.8 | [m barrenados/min] |
| Densidad roca | 2.79 | [ton/m3] |
| Largo de tiros | 4 | [m] |
| Avance por round | 3.8 | [m] |
| Burden | 0,65 | [m] |
| Espaciamiento | 0,8 | [m] |
| Área perforación | 16 | [m2] |
| Tiros por round | 40+1 | [u] |
| Ton perfo | 170 | [ton] |
| Tiempo de maniobras entre tiros | 4.5 | [min] |
| T ciclo perfo | 3.9 | [hr] |
| Rendimiento perforación | 20,4 | [ton/hr] |

Tabla 45 Rendimiento Boomer Calles 1 y 2

| Avance calles 1y2 (Boomer 104) | | |
|---------------------------------------|-----------|--------------------|
| Vel. de avance | 1.8 | [m barrenados/min] |
| Densidad roca | 2.79 | [ton/m3] |
| Largo de tiros | 4 | [m] |
| Avance por round | 3.8 | [m] |
| Burden | 0,65 | [m] |
| Espaciamiento | 0,8 | [m] |
| Área perforación | 9,3 | [m2] |
| Tiros por round | 25 | [u] |
| Ton perfo | 99 | [ton] |
| Tiempo de maniobras entre tiros | 4.5 | [min] |
| T ciclo perfo | 3.9 | [hr] |
| Rendimiento perforación | 12 | [ton/hr] |

Tabla 46 Rendimiento Boomer Dirección manto

| Avance en manto (Boomer 104) | | |
|-------------------------------------|-----------|--------------------|
| Vel. de avance | 1.8 | [m barrenados/min] |
| Densidad roca | 2.79 | [ton/m3] |
| Largo de tiros | 4 | [m] |
| Avance por round | 3.8 | [m] |
| Burden | 0,65 | [m] |
| Espaciamiento | 0,8 | [m] |
| Área perforación | 17 | [m2] |
| Tiros por round | 40+1 | [u] |
| Ton perfo | 180 | [ton] |
| Tiempo de maniobras entre tiros | 4.5 | [min] |
| T ciclo perfo | 3.9 | [hr] |
| Rendimiento perforación | 22 | [ton/hr] |

Si se considera un rendimiento promedio en producción de las perforadoras Jumbo de $(22+12)/2$ [ton/hr], 5,5 hrs/turno trabajadas y una disponibilidad mecánica del 80%, entonces se requerirán de 3 perforadoras Jumbo para obtener las 650 TPD diarias.

11.1.3.2 Equipos de Carguío y Transporte

De la información tomada en faena se puede estimar el número de ciclos por hora que realiza un Scoop en una distancia de 200 metros desde punto de extracción a stock. Se ha determinado que el tiempo conjunto de Carga, Descarga, viaje equipo y maniobras para estas condiciones es de 10 min. Así, dados los datos obtenidos de la selección del equipo y suponiendo una distancia media máxima de 200 metros se estimó un número de ciclos por hora de:

$$N_c = \frac{60}{T_{total\ ciclo}} = \frac{60}{10} = 0.6 \left[\frac{ciclos}{hora} \right]$$

Y un rendimiento efectivo del equipo Scooptram de $1,9\ m^3$ es:

$$R_{eff} = \frac{N_c C_b F_u \text{densidad}}{(1 + esponjamiento)} = 19 \left[\frac{ton}{hr} \right]$$

Y el del equipo existente TORO de $1\ yd^3$ es:

$$R_{eff} = \frac{N_c C_b F_u \text{densidad}}{(1 + esponjamiento)} = 9 \left[\frac{ton}{hr} \right]$$

Como

$$R_{eff} \times \frac{\text{Horas trabajadas}_{eff}}{\text{dia}} = TPD$$

Con

Cb: Capacidad balde [m^3]

F_{ll}:Factor de llenado [0.8]

Densidad: 2.7 [ton/m^3]

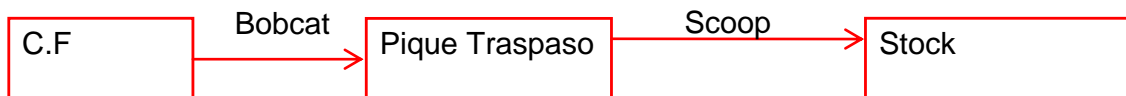
Esponjamiento: 30%

Si se consideran 3 turnos por día con un Tiempo Efectivo por turno de 5,5[hrs/turno] y una disponibilidad mecánica del 90%. Entonces se requieren de: 2 equipos Scooptram ST2G y el equipo TORO existente para cumplir con el ritmo de explotación objetivo.

11.2 Sector Explotación por Chimeneas

Por tratarse de un sector de menores recursos inferidos y donde las labores hasta los niveles de explotación se encuentran en su totalidad realizadas, se considerará una explotación mecanizada de bajo tonelaje y en esta etapa del estudio nos limitaremos a presentar el sistema de manejo de minerales existentes a la fecha.

11.2.1 Sistema conceptual de manejo de minerales



11.2.2 Equipos Utilizados.

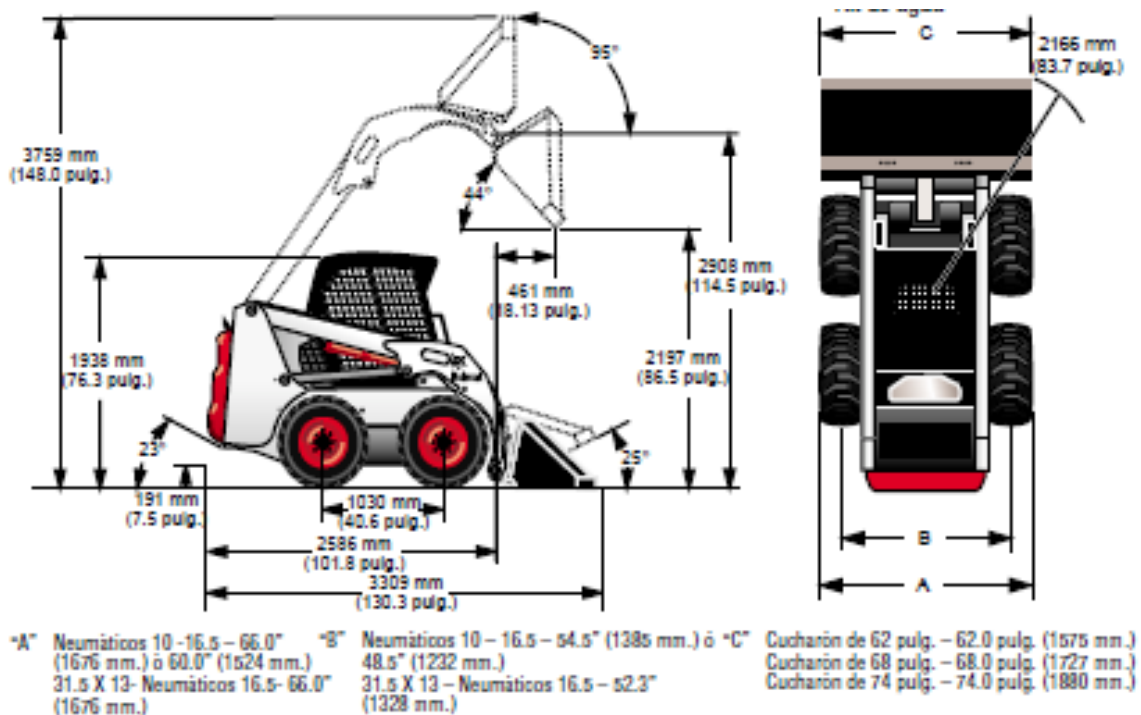
Para estas labores los equipos utilizados son los siguientes:

11.2.2.1 Equipos de perforación:

Tabla 47 Equipo Perforación Extracción por chimeneas

| | |
|--------------------|----------|
| Equipo | JackLeg |
| Consumo de aire | 75 l/s |
| Diametro Pistón | 70 mm |
| Carrera | 70 mm |
| Frecuencia impacto | 33 Hz |
| Nivel de ruido | 113 dB |
| Longitud total | 770 mm |
| Peso | 35 kg |
| Diámetro barrenos | 27-64 mm |

11.2.2.2 Equipos de Carguío



| Desempeño | | S160 |
|--|--|---------------------------|
| Capacidad operativa nominal ¹ | | 726 kg. (1600 lb.) |
| ROC con contrapeso opcional | | 771 kg. (1700 lb.) |
| Carga a volcar | | 1452 kg. (3200 lb.) |
| Capacidad de la bomba hidráulica | | 63 L/min. (16.7 GPM) |
| Opción de alto flujo | | 102 L/min. (27.0 GPM) |
| Velocidad de desplazamiento | | 11.3 km/hr. (7.0 MPH) |
| Peso operativo | | 2609 kg. (5752 lb.) |
| Dimensiones | | |
| Longitud (con cucharón) | | 3309 mm. (130.3 pulg.) |
| Ancho (con cucharón) | | 1727 mm. (68.0 pulg.) |
| Altura | | 1938 mm. (76.3 pulg.) |
| Altura al pin del cucharón | | 2908 mm. (114.5 pulg.) |
| Motor | | |
| Fabricante/Modelo | | Kubota/V2003T-EB |
| Combustible/Enfriamiento | | Diesel/Líquido |
| Cilindros | | 4 |
| Potencia neta en HP SAE | | 56/122 pulg. ³ |
| /Desplazamiento | | (41.76 KW/2.0 L) |
| Capacidad del tanque de combustible | | 87.1 L (23 gal.) |



| | |
|-----------|-------------------|
| Equipo | Scoop TORO |
| Capacidad | 1 yd ³ |
| Largo | 5 mts |
| Ancho | 170 cm |
| Alto | 170 cm |

11.2.3 Rendimientos

Datos en faena revelan rendimientos muy bajos de perforación en este sector. Esto debido a la falta de frentes de explotación, problemas en la ventilación que imposibilitan la perforación cuando se está extrayendo el mineral quebrado o la extracción conjunta en los niveles de producción y transporte. Con esto se llega tan sólo a un disparo diario, el cual dependiendo de si se trata de perforación a la frente o en 45° genera alrededor de 16 ton/disparo en galerías de 2x2. Esto a su vez limita el resto de la explotación.

Se recomienda, una vez definido la orientación espacial completa del sector a explotar, realizar un sistema de ventilación en el nivel superior con el fin de no limitar la producción por efectos de escasez de aire fresco.

12 Parámetros Económicos

A fin de entregar una amplia información en torno al estudio, se ha incorporado a la información entregada una estimación a grandes rasgos, basada en los parámetros estudiados, de los principales parámetros económicos involucrados en un futuro estudio técnico-económico. Para ello se requerirá realizar una estimación sobre las inversiones a realizarse para la puesta en marcha de la explotación del yacimiento, como una estimación de los costos asociados al funcionamiento de este. Dado que no se cuenta con una estimación de reservas que asegure una configuración final de las reservas en el espacio, tanto la evaluación como el dimensionamiento de equipos se realizaron basándose en la restricción del tonelaje diario objetivo. Es por ello que la estimación de costos de realizará basándose en valores medios de mediana minería en Chile.

12.1 Costos

Como ya se mencionó los costos asociados a un mediano productor de Concentrado con venta a ENAMI son los siguientes¹⁸:

Tabla 48 Costos mediano productor

| COSTO MEDIANO PRODUCTOR CONCENTRADO TIPO | |
|---|-------------------------|
| ITEM | US\$/Ton Mineral |
| Costo Mina | 20,0 |
| Costo Planta | 10,0 |
| Administración | 0,5 |
| Maquila Enami | 13,4 |
| Crédito Oro y Plata | -1,0 |
| Cash Cost | 42,9 |

Estos datos son sólo una guía para futuros estudios de mayor profundidad.

¹⁸ Fuente: <http://www.sonami.cl>

12.2 Inversiones

Dentro del plan de inversiones se considera tanto la inversión de equipos al interior mina como de infraestructura, tanto la que se encuentra al interior mina, como la que está en superficie. Es importante señalar que estas inversiones serán realizadas en los dos años previos al momento en que se comienza a generar cobre fino.

12.2.1 Inversiones Equipos Mina

La siguiente tabla muestra el monto de las inversiones de los equipos al interior de la mina, junto con un resumen de la inversión total realizada en los dos primeros años de vida de la mina.

Tabla 49 Montos y vida útil de principales equipos Mina

| | | Unidades | Monto | Año | Vida útil |
|--|------|---------------|---------------|------|-----------|
| | | US\$ / unidad | | años | |
| Inversion Equipos Mina | | | | | |
| Boomer S1 D (un brazo) | US\$ | 3 | \$ 275.000,00 | | 6 |
| COP 1640 (51 mm) | US\$ | 3 | \$ 24.700,00 | | 6 |
| Scooptram ST2G (pala 1.9 m ³) | US\$ | 2 | \$ 382.500,00 | | 6 |
| Camion Sandvik 417 (cap 17ton) | US\$ | 0 | \$ 485.500,00 | | 6 |
| 350 cfm at 100 psi, electric, semi-portable, 30" high skid-mounted | US\$ | 2 | \$ 50.000,00 | | 10 |
| Camion de Explosivos (ANFO) | US\$ | 1 | \$ 320.000,00 | | 6 |

12.2.2 Inversiones en infraestructura

Las inversiones en infraestructura, serán menores a las encontradas en un proyecto tipo dado que a la fecha se han realizado desarrollos considerados para la evaluación del proyecto como costos hundidos. Si bien los accesos deberán ser ampliados, ya se ha llegado al manto mineralizado por lo que, en el caso del nivel 779 la principal inversión, una vez delimitado el manto será el desarrollo de 60 metros de galerías para conectar este nivel con el nivel 735 de tal modo de utilizar el nivel 728 como nivel de producción.

12.2.3 Resumen de inversiones

Tabla 50 Resumen Principales Inversiones

| | | Unidades | Monto |
|---|-------------|---------------|---------------------|
| | | US\$ / unidad | |
| Inversion Planta (Benchmarking) | | | |
| Total Inversion Planta | US\$ | 1 | \$ 7.800.000 |
| Inversion Equipos e infraestructura Mina | | | |
| <i>Boomer S1 D (un brazo)</i> | US\$ | 3 | \$ 275.000 |
| <i>COP 1640 (51 mm)</i> | US\$ | 3 | \$ 24.700 |
| <i>Scooptram ST2G (pala 1.9 m^3)</i> | US\$ | 2 | \$ 382.500 |
| <i>Camion Sandvik 417 (cap 15,4 ton)</i> | US\$ | 0 | \$ 485.500 |
| <i>350 cfm at 100 psi, electric, semi-portable, 30" high skid-mounted</i> | US\$ | 2 | \$ 50.000 |
| <i>Camion de Explosivos (ANFO)</i> | US\$ | 1 | \$ 320.000 |
| <i>Desarrollos [m]</i> | US\$ | 60 | \$ 700 |
| Total Inversion Equipos Mina | US\$ | | 2.126.100 |
| Total Inversion INV 2 | US\$ | | 9926100 |

13 Conclusiones y Recomendaciones

Los parámetros estudiados y los distintos test realizados para ello, corresponden a una recopilación de información con fines de entregar una base de datos referentes a los principales factores que definen al negocio minero. Sin embargo esta información representa sólo una guía para futuros estudios y se aconseja utilizar como dato duro únicamente si se planea realizar un estudio no formal de prefactibilidad en etapa temprana. De querer realizar un estudio Scoping bajo la supervisión de una “*competent person*” este estudio servirá exclusivamente para guiar y acotar los distintos parámetros y estudios requeridos ya que no cuenta con la cantidad de ensayos ni protocolos estipulados por un estudio de estas características.

Con respecto a la información recopilada cabe mencionar las siguientes consideraciones:

- Los métodos de explotación seleccionados responden a la idea actual sobre la forma y tamaño del yacimiento pudiendo variar con la incorporación de nueva información de geología que redefina los recursos. Es por ello que se aconseja, una vez definido completamente el total de del yacimiento, utilizar los métodos de análisis presentados en este informe para redimensionar nuevos métodos de ser necesario.
- Se recomienda realizar mediante muestreo y nuevas campañas de sondajes, una estimación de reservas que genere un modelo de bloques del yacimiento con el fin de facilitar y mejorar la calidad de futuros estudios.
- Dada la fina granulometría media de los minerales de interés presentes en la calcilita (Tabla 25), se requiere de una remolienda para etapas Cleaner que elevará considerablemente los costos planta si se decide en un futuro estudio el desarrollo de una planta procesadora de minerales. Es el caso de Minera Las Cenizas que en su etapa Cleaner actualmente muelen 93% bajo 45 micrones, por lo que el gasto energético del procesamiento de este tipo de mineral será considerablemente mayor a un mineral promedio. Además, las dosis calculadas de colectores son muy superiores a las comúnmente encontradas en la industria por lo que esto también deberá ser considerado en la evaluación de la implementación de una planta procesadora de minerales sulfurados.

- La recuperación minera calculada del 76% puede ser mejorada a un 79% si se extraen, por medio de perforación manual y acarreo con equipos de carguío que puedan superar el manto del área (Equipo Bobcat), los rebajes del piso que la labor mecanizada no logra extraer.
- De encontrarse mantos de mayor potencia se puede estudiar el impacto en el negocio minero de no extraer estéril con el fin de generar las calles (necesario para implementación de equipos). Esto traería consigo una disminución considerable en la recuperación minera pero un aumento en la ley media.
- Dadas las dificultades técnicas de instalar una planta concentradora en la pertenencia minera, y por ello tener que viajar con el mineral por un camino de más de 14 km, se propone realizar un análisis económico que evalúe el acondicionamiento de un sector de la pertenencia (aplanar, instalación de insumos etc...) para la instalación de la planta.
- Dado el actual auge en la minería del cobre, y como se ha visto en faena, la dotación de personal resulta un punto a considerar en el proyecto. Esto puede generar aumentos no previstos en los costos de mano de obra.

Respecto al desarrollo de esta memoria hubo sin duda muchos aspectos que me hicieron cambiar mi impresión respecto al desarrollo de proyectos de pequeña y mediana minería. Es sabido que el negocio minero es un negocio de alto riesgo para el inversionista y por ello las primas son altas. El riesgo va relacionado con el alto nivel de inversión que se requiere para el correcto desarrollo de un proyecto. Esta inversión asegura los niveles de confianza requeridos en la estimación de las reservas, la disponibilidad de los equipos para asegurar una producción continua, los estándares de seguridad que caracterizan a la minería y en resumen respalda todos los valores y estimaciones realizadas durante las etapas de prefactibilidad del proyecto. Es por ello que en muchos proyectos o estudios relacionados con pequeñas empresas mineras, como es el caso de este estudio, las empresas al intentar abaratar costos terminan dejando cojo los proyectos. Creo que el hecho de ahorrar o no poner especial cuidado en temas tan delicados como la seguridad en faena, la estimación de reservas y/o los estudios realizados son factores que terminan por hundir proyectos potencialmente viables.

En el caso de este proyecto los presupuestos fueron variando con el tiempo. Si bien en un principio se habló de realizar los ensayos necesarios para obtener los parámetros estudiados

después se exigieron “autorizaciones de gastos”, muchos de los cuales fueron directamente pagados por el memorista. Esto sumado a los gastos de transporte a faena y alimentación dejan por lo bajo desmotivado al memorista.

Finalmente creo que mucho de lo que se pedía durante el tiempo en faena iba relacionado más con la explotación del yacimiento que con los temas propios de la memoria. Esto sin duda como resultado de trabajar en una mina sin jefe de turno ni ingenieros en terreno.

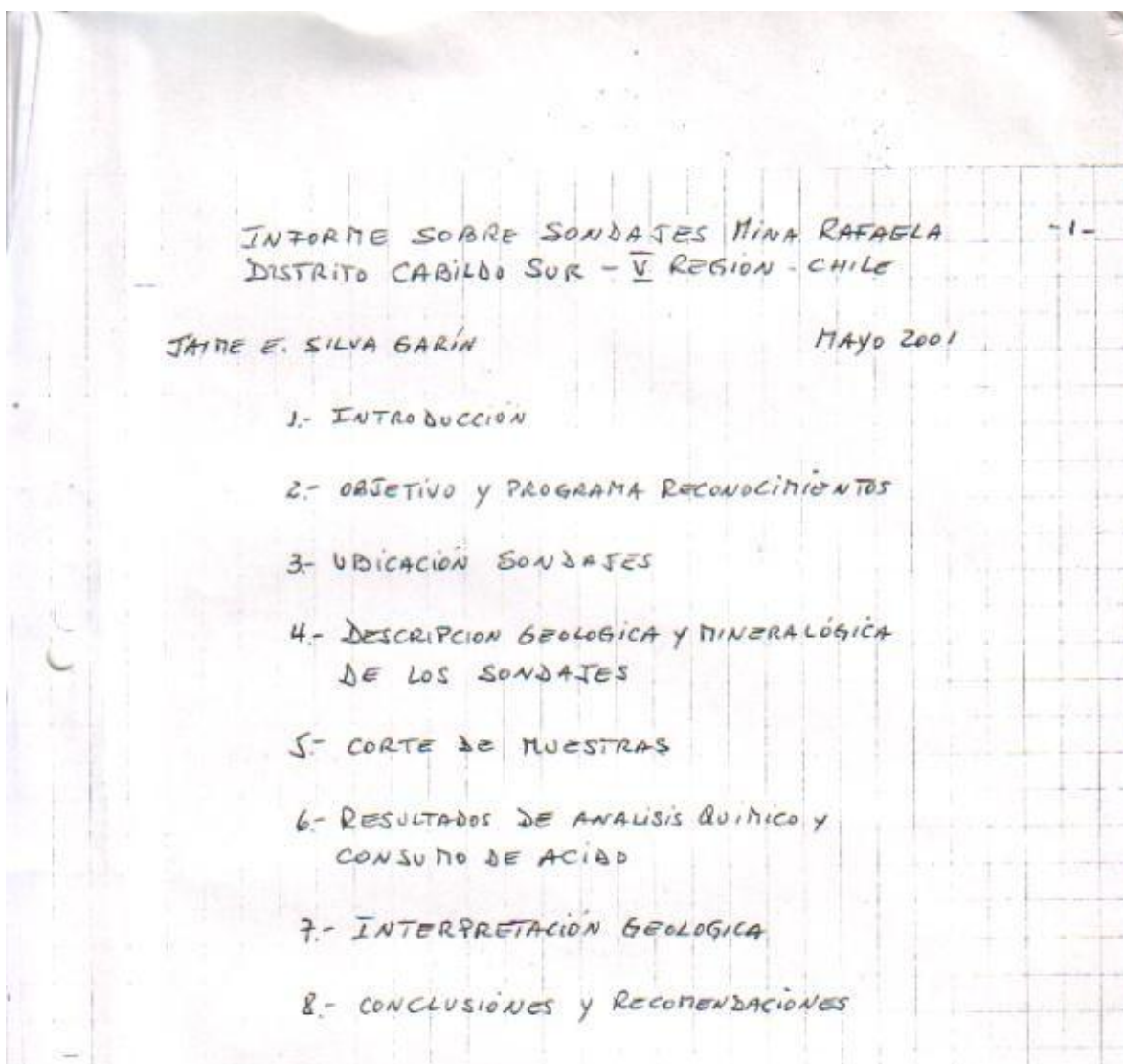
Es por ello que recomiendo antes de involucrarse en proyectos de esta índole, delimitar claramente los puntos a tratar, los medios y el presupuesto para ello.

14 Referencias

- Kendorski, F. S., "Towards an improved Stone mine pillar design methodology: Observations from a mistake" 26th International Conference on Ground Control in Mining, Lombard, Illinois, USA.
- Mawdesley, C., Trueman, R. and Whiten, W.J., "Extending the Mathews stability graph for open-stope design"
- Moreno, V., Morales, S., Carrillo, F., Morata, D., Ramirez, E., "Las Mineralizaciones de Cu de Cabildo, Cordillera de la Costa, Chile central", macla n°9, Revista de la sociedad española de mineralogía, septiembre 2008.
- Moreno, V., Morales, S., Carrillo, F., Ruiz, M., Figueroa, J., DelRio, R., Chesley, J., Ruiz, J., "Origen de los Metales en Depósitos Tipo "Manto" y Skarn. Isótopos de Pb y Cu (Cabildo, Chile Central)", macla n°13, Revista de la sociedad española de mineralogía, septiembre 2010.
- SRK Consulting, "Preliminary Assessment of the Constancia Project Department of Cusco, Perú", NI 43-101 Technical Report, December 2007.
- Araya, O., "Análisis Técnico Económico para la Explotación de Mantos de Baja Potencia en Mina Navio", Memoria de título, Santiago, 2004.
- Veliz, J., Mercado, R. "El Depósito Cuprífero Rafaela, V Región Expectativas de Explotación y Exploración" Informe técnico, Ingelog, 2009
- Ferraz, G., Guerra, R., Martínez, J., Molina, A., "Geología de la Mina Peumo nivel 4, Distrito Cuprífero de Cabildo Sur provincia de Petorca V región" 1987.
- Yuri, R. "Explotación mecanizada de vetas angostas, Memoria de título, Santiago, 2005.
- Brown, E.T, "Block Caving Geomechanics" 2003
- Wyllie, D., Mah, C., "Rock Slope Engineering-Civil and Mining", 4th Edition, 1981.
- Hudson, J., "Comprehensive Rock Engineering", Volume 3, Rock Testing and Site Characterization, 1993.
- Howard, L. Hartman, "SME Mining Engineering Handbook" 2nd Edition, Volume 2, 1992.
- William, A., Bullock, L. "Underground Mining Method-Engineering Fundamentals and International Case Studies"
- CostMine InfoMine USA, "Mine and Mill Equipment Costs-an Estimator's Guide-underground Mining Equipment", www.costmine.com.

ANEXOS

ANEXO 1: "INFORME SOBRE SONDAJES MINA RAFAELA DISTRITO CABILDO SUR V REGIÓN CHILE"



1. INTRODUCCION

LAS PERTENENCIAS MINERAS EN DONDE SE DESARROLLARON LOS TRABAJOS DE RECONOCIMIENTOS SE DENOMINAN "RAFAELA UNO o RAFAELACINCO", Y ESTÁN UBICADAS EN EL SECTOR DE PEÑABLANCA, COMUNA DE CABILDO, PROVINCIA DE PETORCA, REGION QUINTA. EL ACTA DE MENSURA ROLA INSCRITA A FOJAS N° 97 N° 31 DEL AÑO 1992, DEL REGISTRO DE PROPIEDAD DEL CONSERVADOR DE MINAS DE LA LIGUA.

EL COMITÉ ZONAL DE MINERIA Y CREDITOS, DE LA EMPRESA NACIONAL DE MINERIA, EN SU SESION N° 12 DEL 27 y 28 DE JUNIO DEL AÑO 2000, RESOLVIÓ APROBAR LA APLICACION DE UN PROGRAMA DE RECONOCIMIENTO DE RESERVAS, EN LAS PERTENENCIAS SINGULARIZADAS EN LA CLÁUSULA ANTERIOR. PARA TAL EFECTO APROBO UN CREDITO DE CAPITAL DE RIESGO A INCOMINERIA S.A., CON EL OBJETO DE FINANCIAR UN PROGRAMA DE RECONOCIMIENTO DE RESERVAS MEDIANTE LA EJECUCION DE SONDAJES Y LABORES MINERAS.

2.- OBJETIVO Y PROGRAMA DE RECONOCIMIENTOS

LOS TRABAJOS REALIZADOS EN ESTA ETAPA TENIAN COMO OBJETIVO POSICIONAR LOS CUERPOS MINERALIZADOS Y EVALUAR RESERVAS MINERALES SIGUIENDO LA PAUTA SEÑALADA EN EL "INFORME N° 1 MINA RAFAELA" J. SILVA, JULIO 1997, PUNTO 3.2.1 Y PLANO N° 2.

SEGUN LO ANTERIOR, SE TRATABA DE DEFINIR RESERVAS EN LOS CUERPOS A₁ A₂ - B - C - D y E MEDIANTE 7 SONDAJES CON 158 metros y LABORES MINERAS POR UN TOTAL DE 160 METROS, SEGUN EL SIGUIENTE

DETALLE:

SONDAJES -

| PROGRAMADAS INF. 1997 | | | | REALIZADOS 2001 | |
|-----------------------|-----------|-------------|---------|-------------------|------------------------------------|
| SD-1 | NIVEL 779 | N-80-E +4SE | 20 MTS | N-07-E +4SE | 40.66 MTS. EQUIVALENTE S-1 |
| SD-2 | " 779 | E-W +8SE | 18 MTS | S-55-E +7SE | 29.15 MTS EQ-S-4 CAMBIO UBICACION |
| SDH-1 | " 779 | N-80-E +1SE | 30 MTS | --- | --- |
| SDH-2 | " 779 | E-W +8SE | 25 MTS | --- | --- |
| SDH-3 | NIVEL 728 | VERTICAL | 25 MTS | --- | --- |
| SDH-4 | " 728 | E-W +60E | 25 MTS | N-73-W +70E | 27.07 EQ-S-2 CAMBIO UBICACION |
| SD-3 | " 728 | E-W +60E | 15 MTS | N-02-W +80E | 40.57 EQ-S-8 CAMBIO UBICACION |
| --- | " 728 | | | N-73-W +70E | 38.23 S-3 FUERA DE PROGRAMA |
| --- | " 728 | | | N-02-W +70E | 41.56 S-6 ACUERPO C. |
| --- | " 728 | | | N-87-E +70E | 36.05 S-6 ACUERPO C y D |
| --- | " 728 | | | N-65-W +33E | 46.50 S-7 ERROR POSICIONAL OPERADO |
| TOTAL | | | 158 MTS | TOTAL 297.64 MTS. | |

LABORES MINERAS

| PROGRAMADAS INF. 1997 | REALIZADAS 1997 | REALIZADAS 2001 |
|---------------------------|-----------------|----------------------------|
| NIVEL 779 DESQUINCHES | 57 MTS | NIVEL 779 57 MTS |
| NIVEL 779 AVANCE T-12 SUR | 50 MTS | --- |
| NIVEL 779 UCHINENAR | " 40 MTS | 25 MTS CONTRATO INGENIERIA |
| NIVEL 779 ESTOCADAS | " 20 MTS | --- |
| NIVEL 779 AVANCE T-13 SUR | 50 MTS | --- |
| TOTAL | 217 MTS | TOTAL 77 MTS. |

3.- UBICACION DE LOS SONDAJES.-

SEGUN EL DETALLE ANTERIOR, TANTO LA UBICACION DE LOS SONDAJES COMO LA LONGITUD DE CADA UNO DE ELLOS NO SE AJUSTARON A LO PROGRAMADO EN EL INFORME, S. SILVA 1997, ANTES MENCIONADO. EL SUSCRITO PUDO SUPERVISAR EN TERRENO SOLO LOS SONDAJES S-C, S-7 Y S-B. DATOS: TOPOGRAFO R. FLORES

4.- DESCRIPCIÓN GEOLOGICA Y MINERALOGICA DE LOS SONDAJES

LOS TESTIGOS DE LOS SONDAJES FUERON ESTUDIADOS EN LAS INSTALACIONES DE LA OFICINA ENAMI, CAPILDO, DONDE EL CONTRATISTA ARNULFO SANCHEZ ENTREGABA LAS CAJAS PORTA-TESTIGOS.

LA DESCRIPCIÓN SE REALIZÓ MACROSCÓPICAMENTE CON AYUDA DE LUPAJO.

SONDAES 2001 RAFAELA

-5

DESCRIPCION TESTIGOS

| SONDAJE N°1 S-1 RAFAELA NIVEL 779 N-07-E +USE RANPA T-17 +7M. | | | |
|---|------|----|---|
| Mts | GEO. | R% | DESCRIPCION |
| 1.80 | | 72 | ROCA GRIS VERDOSA TEXTURA GRANULAR A BRENDA CALCITA Cp y Py y Barrita |
| 3.27 | | 96 | CALIZA COLOR NEGRO GUIAS CALCITA SULFURAS DISMINUIDAS Py |
| 4.20 | | 72 | DIRE ANDESITICO GRIS VERDOSO A Pardo SIN MINERALIZACION |
| 8.00 | | 97 | CALIZA NEGRA ESCALAS GUIAS CALCITA ABUNDANTES PINTAS DISMINUIDAS DE PIRITA |
| 11.00 | | 99 | CALIZA NEGRA IDEN ANTERIOR |
| 14.40 | | 99 | CALIZA NEGRA PIRITA DISMINUIDA |
| 17.20 | | 99 | CALIZA NEGRA " " |
| 20.00 | | 98 | CALIZA NEGRA " " |
| 23.00 | | 99 | CALIZA NEGRA " " |
| 26.00 | | 98 | >> >> >> >> |
| 29.00 | | 99 | >> >> >> >> |
| 32.00 | | 98 | >> >> >> >> |
| 35.00 | | 97 | >> >> >> >> |
| 38.00 | | 99 | >> >> >> >> |

3

DESCRIPCION TESTIGOS

| SONDAJE N°2 S-2 RAFAELA NIVEL F28 N-78-W +70E | | | |
|---|------------------|----|--|
| Mts | FSO | RS | DESCRIPCION |
| 200 | | 98 | CALCARENITA PARDO VERDOSA TEXTURA FINA A MEDIA CON GUIAS |
| | | 98 | CALCITA HASTA 3mm. FF/3 BUENA RECUPERACION |
| 400 | VAVAV | 46 | MICRO BASCHA ANDESITICA ABUNDANTE CALCITA CLASTOS ROCA GRIS |
| 570 | V V V | 46 | CLARA AFANITICA Y TROZOS CALCITA MATERIAL ARCILLOSO MALA RECUPERACION |
| 660 | V V V | 98 | ANDESITA GRIS OSCURO PORFIRICA TIPO OCCITA. BIQUE |
| 860 | | 48 | CALCARENITA GRIS CLARA / CALCITA SULFUROS Py y Cpy TESTIGO EN FRAGMENTOS |
| 1000 | | 48 | CALCARENITA " " GUIAS CALCITA SULFUROS Py y Cpy " " " |
| 1100 | ADP AV | 75 | MICRO BASCHA CALCITA ABUNDANTE EN MATRIZ Y GUIA HASTA 5mm |
| 1200 | V V V | 75 | PRIMERA HOCH. FALLA ARCILLOSA GRIS NEGRUECO DESTUPE ROCA ANDESITICA |
| 1400 | V V V V | 41 | ROCA ANDESITICA PESADA RECUPERACION SOLO FRAGMENTOS CALCITA SIN MIN. |
| 1600 | V V V V | 53 | " " " " " " " " " " " " |
| 1800 | V V V V | 22 | " " " " " " " " " " " ALGO Py |
| 1900 | V V V V | 28 | " " " " " " " " " " " Py > Cpy |
| 2070 | | | |
| 2090 | | 98 | CALIZA NEGRA GRISACBA GUIAS CALCITA Py y Cpy MUY FINA CON CALCITA |
| 2100 | | 92 | |
| 2100 | | 93 | EN GUIAS HASTA 5cm. FF/3-S TESTIGO BUENA RECUPERACION |
| 2120 | | 98 | IDEM ANTERIOR |
| 2150 | | | |

DESCRIPCIÓN DE TESTIGOS

| SONDAJE Nº3 S-3 NIVEL T28 RAFAELA N-78-W+700 | | | |
|--|-------|-----|--|
| Mts | Geo. | R% | DESCRIPCIÓN |
| 2.52 | V V V | 86 | MICROBRECHA OTOLIA ANDESITICA VERDOSA CLARITIZADA ESCASAS QUIM CALCITA SIN MIN. |
| 3.00 | V V V | 92 | MICROBRECHA & LAVA BRECHOSA ANDESITICA IL. ANTERIOR |
| 3.43 | Δ Δ Δ | 97 | " " " " " " |
| 3.60 | V V V | 94 | " " " " " " TEXTURA VARIA & FINA QUIM CALCITA |
| 3.80 | V V V | 79 | " " " " " " ANDESITICA |
| 3.90 | V V V | 98 | " " " " " " |
| 4.02 | V V V | 98 | " " " " " " |
| 4.27 | V V V | 99 | " " " " " " ARENISCA ANDESITICA VERDOSA CLARITIZADA CLASTOS AISLADOS OSCUROS |
| 4.30 | V V V | 99 | HASTA 3 mm PIRITA ABUNDANTE Y MIN. AMARILLO PARQUEO EN NÚCLEOS Y ORIBRADOS |
| 4.40 | V V V | 99 | IDEM ANTERIOR Py PUNTOS AISLADOS LOCAL TOX. VERDOSA |
| 4.50 | V V V | 99 | CAMBIO A ARENISCA GRANULAR FINA CON AISLADOS QUIM CALCITA 1mm |
| 4.70 | V V V | 99 | OCOLITA GRANDES Y TABULARS XRS. FLAGIOCLASAS |
| 4.90 | V V V | 89 | INTERCALACION ARENISCA GRANULAR FINA |
| 5.00 | V V V | 99 | OCOLITA NUEVA DENTE |
| 5.15 | V V V | 98 | MICROBRECHA & ARENISCA GALLINEROSA & CALCARENITA |
| 5.35 | V V V | 99 | " " " " " " |
| 5.45 | V V V | 98 | " " " " " " |
| 5.55 | V V V | 97 | " " " " " " |
| 5.70 | V V V | 95 | CALCARENITA GRIS VERDOSA QUIM CALCITA Y RESTOS FOSILES? Py > Cpy |
| 5.85 | V V V | 93 | CLASTOS BLANCOS, VERDOSOS Y NEGRO VERDOSOS |
| 5.95 | V V V | 81 | IDEM ANTERIOR |
| 6.10 | V V V | 96 | CALIZA NEGRA GRISACEA TEXTURA MUY FINA QUIM CALCITA |
| 6.25 | V V V | 94 | SULFUROS PRINCIPALMENTE PIRITA DISPERMINADA 1/2 CONCENTRADA EN NEBULASAS DE 2 a 10cm. LOCALMENTE GASE CALCITA 3mm con Py |
| 6.40 | V V V | 90 | IDEM ANTERIOR |
| 6.50 | V V V | " " | " " |

DESCRIPCIÓN DE TESTIGOS

| SONDAJE Nº4 S-4 NIVEL 779 RAFAELA S-SE-E +7SE | | | |
|---|-------------|----|--|
| HT | GEO | R% | DESCRIPCIÓN |
| | V Δ V Δ V Δ | 74 | CALCARENITA GRIS CLARA VARIADOS LOCALMENTE A MICRO BRECHA ANDESITICA |
| 243 | V V V V | 85 | ALTERACION LIMONITICA CAFÉ CLARO ZONAL 100% OXIDADOS COBRE Y GUIAS |
| 305 | V V V V | 93 | PROBABIL MALACONITA GUIAS CALCITA CON OX. COBRE |
| 412 | V V V V | | IDEM ANTERIOR SIEMPRE ABUNDANTES OXIDADOS COBRE |
| 645 | V V V V | 90 | " " " " " " " " |
| | V V V V | 83 | " " " " " " " " |
| 749 | V V V V | 30 | " " " " " " " " LOCALMENTE POROSA |
| 815 | V V V V | | " " " " " " " " " " " " |
| 1022 | | 94 | CALIZA NEGRA CON GUIAS CALCITA HASTA 4mm algo Py Mo Chy |
| 1145 | | 92 | " " " " " " " " " " " " |
| 1302 | | 99 | " " " " " " " " " " " " |
| | | 89 | " " " " " " " " " " " " SOLO Py DISPERMINADA |
| 1495 | | 81 | " " " " " " " " " " " " HUELLA BIVALVUS? |
| 1709 | | 97 | " " " " " " " " " " " " |
| 1847 | | 64 | " " " " " " " " " " " " |
| 1926 | | 47 | ANDESITA PORFIRICA GRIS VERDOSA CLARA MALA RECUPERACION TRF. PORFIRICA |
| 2053 | | 95 | FENOCRISTALES TABULARES BLANCOS PLAGIOCLASAS OCITA? |
| 2155 | | 99 | CALIZA NEGRA GUIAS CALCITA CON Py Mo DISPERMINADA EN NEBULOSAS |
| 2309 | | 90 | " " " " " " " " " " " " |
| 2412 | | 96 | " " " " " " " " " " " " |
| 2613 | | 98 | " " " " " " " " " " " " |
| 2723 | | 97 | " " " " " " " " " " " " SIN DISPERMINACION |
| 2915 | | | |

DESCRIPCION DE TESTIGOS

| SONDAJE N° 6 S-6 NIVEL 728 RAFAELA N-07-E +700 | | | |
|--|-------|----|---|
| Mts | Geo | R% | DESCRIPCION |
| 1.5 | ^^^ | 84 | BRECHA ANDESITICA FRANCA COLOR ROSA CON GUIAS CALCITA FF 1/1cm |
| 2.87 | ^^^ | 79 | MATRIZ GRIS VERDOSA CLASTOS ROTIZOS HASTA 5cm OCASIONALES PINTAS SULFURAS |
| 3.91 | ^^^ | 87 | Py > Cpy ASOCIADA A GUIAS CALCITA FF 1/1cm. CLASTOS GRIS VERDOSOS |
| 6.00 | ^^^ | 90 | EN MATRIZ ROSIZA |
| 7.40 | ^^^ | 69 | BRECHA ANDESITICA ROJA <u>BUENA RECUPERACION</u> ULTIMOS 20cm PASA A |
| 10.00 | v v v | 37 | ANDESITA GRIS VERDOSA <u>BUENA RECUPERACION</u> GUIAS CALCITA TIEN. |
| 10.40 | v v v | 36 | CON Py y Cpy. EN PARTE SE OBSERVA ABUNDANTE Cpy |
| 11.00 | v v v | 36 | ANDESITA GRIS VERDOSA MINERALIZADA <u>BUENA RECUPERACION</u> |
| 13.90 | | 91 | CALIZA NEGRA ABUNDANTE GUIAS CALCITA FF 1/2cm MINERALIZACION IMBIBIDA |
| 14.50 | | 91 | CPIRITA, PIRITA, BORNITA EN GUIAS CALCITA Y REEMPLAZANDO A CALIZA |
| 15.80 | | 89 | CALIZA NEGRA CON SULFURAS GRADUALMENTE PIRITA > Cpy BO |
| 16.00 | | 64 | CALIZA NEGRA ID. ANTERIOR NO BO y Py > Cpy |
| 18.00 | | 84 | OCITA PORFIRICA GRIS CLARA CON GUIAS CALCITA FENOCRISTALES HASTA 3mm |
| 18.50 | | 89 | CALIZA NEGRA IDEM ANTERIOR AL DIQUE |
| 20.00 | | 65 | OCITA IDEM SIGUE ANTERIOR |
| 21.00 | | 92 | CALIZA NEGRA MINERALIZADA Y CON CALCITA EN GUIAS HASTA 8cm FRECUENTE |
| | | | USCM. MINERALIZADAS Y ESTA TAMBIEN INTERGENANDO LA MATRIZ Py > Cpy |
| 25.00 | | 92 | CALIZA NEGRA ID. ANTERIOR Py > Cpy |
| 26.00 | v v v | 80 | ANDESITA TIPO OCITA GRIS CLARA PERFECTA TEXTURA PORFIRICA CON |
| | | | FENOCRISTALES DE PLAGIOCLASAS Y ANFIBOLAS LEVEMENTE CLORITIZADA |
| | | | CLARAMENTE INTRUYE A LAS CALIZAS PORQUE EN EL CONTACTO |
| | | | ENCIERRA RESTOS FRAGMENTOS DE LA CALIZA NEGRA ESTORA DIERS. |
| 30.00 | v v v | 93 | GUIAS DE CALCITA Y PLANOS DE FRACTURA UNIONIZADOS CONTINTE DE COBRE SIN |
| | | | INTORTACIA |
| | | | OCITA IDEM ANTERIOR |
| 31.90 | v v v | 94 | > > > |
| 32.00 | v v v | 84 | > > > |

DESCRIPCION DE TESTIGOS

| SONDAJE N° 5-7 NIVEL 728 RAFAELA N-65-W + 33E | | | |
|---|-------|----|--|
| Mts | GEO. | R% | DESCRIPCION |
| | Δ Δ Δ | | BRECHA ANDESITICA ROJA CLASTOS GRIS VERDOSOS Y GUIAS CALCITA |
| | Δ Δ Δ | 95 | N=MINERALIZADA |
| 5.00 | Δ Δ Δ | | BRECHA ROJA |
| 6.27 | Δ Δ Δ | | |
| 7.75 | Δ Δ Δ | 96 | BRECHA ROJA |
| 10.00 | Δ Δ Δ | | |
| | Δ Δ Δ | 96 | BRECHA ROJA |
| | Δ Δ Δ | | |
| 16.00 | Δ Δ Δ | | BRECHA ROJA CON INTERCALACIONES DE ANDESITA BRECHA GRIS |
| | Δ Δ Δ | | CON GUIAS CALCITA FF 1/5cm. Y EN MATAZ ABUNDANTE CLORITIZACION |
| | Δ Δ Δ | | EN NICHOS Y EN GUIAS |
| 20.00 | Δ Δ Δ | 96 | BRECHA ROJA VARIANDO A VERDOSA PARDO FUERTE CLORITIZACION |
| | Δ Δ Δ | | BRECHA ROJA FRANCA |
| | Δ Δ Δ | | |
| 25.00 | Δ Δ Δ | | BRECHA ROJA NUEVAMENTE VARIANDO A TONA ANDESITICA |
| | Δ Δ Δ | 92 | GRIS VERDOSA PARDOZCA CON GUIAS CALCITA FF 1/5cm ZONAS |
| | Δ Δ Δ | | VERDOSAS CLORITIZADAS |
| 30.00 | Δ Δ Δ | | BRECHA ROSA A GRIS VERDOSA |
| | Δ Δ Δ | 92 | BRECHA ROJA A GRIS VERDOSA |
| 36.00 | Δ Δ Δ | | |
| | Δ Δ Δ | 99 | ANDESITA GRIS TEXTURA GRANULAR FINA A TOBACA TINTE VERDOSO |
| | Δ Δ Δ | | GUIAS CALCITA HASTA 10MM SULFUROS (py) ESCASOS EN NEAULOSAS |
| 40.00 | Δ Δ Δ | | PIRITICAS. EN TRAMOS COLOR CAMBIA A PARDO CAFE GUIAS CALCITA |
| 46.00 | Δ Δ Δ | 99 | FF 1/10cm |
| | Δ Δ Δ | | ANDESITA TONDA GRIS VERDOSA CALCITA EN GUIAS HASTA 5mm |
| 46.00 | Δ Δ Δ | | |

DESCRIPCION DE TESTIGOS

| SONDATE N°8 S-8 NIVEL Y28 RAFAELA N-02-W+808 | | | |
|--|---------|----|---|
| MTs | Geo. | R% | DESCRIPCION |
| 120 | ^ ^ ^ | 97 | BRECHA ANDESITA ROSA AGRIL VERDOSA |
| 320 | ^ ^ ^ | 96 | " " " " " " VARIANDO A TEXTURA TOBACCA |
| 560 | ^ ^ ^ | 98 | " " " " " " NUMEROS CLASTOS OXYS CAFE OSCURO |
| 745 | ^ ^ ^ | 96 | TIPO NEMATITA E LINDENITA . CLORITIZACION VERDE DANZANA EN MATRIZ |
| | ^ ^ ^ | | BRECHA ANDESITICA ROSA CLORITIZADA |
| | ^ ^ ^ | | " " " " " " CLASTOS NEGROS MATRIZ VERDOSA |
| 1220 | ^ ^ ^ | 97 | QUIAS Y MÓDULOS CALCITA TB DET. CAFE EN VENEAS Y QUIAS DE CALCITA |
| 1416 | ^ ^ ^ | 98 | BRECHA ANDESITICA ROSA CLORITIZADA |
| | V V V V | | ANDESITA GRIS VERDOSA QUIAS CALCITA |
| 1820 | V V V V | 97 | ANDESITA GRIS OSCURA TEXTURA PORFIRICA FENOCRIETALES TABULARES |
| 2000 | V V V V | | BLANCOS DE PLAGIO CLASIS OCOITA |
| 2100 | V V V V | 98 | OCOITA |
| 2400 | V V V V | | OCOITA |
| 2500 | V V V V | 90 | OCOITA PASA GRADUALMENTE A ANDESITA MICROBRECHOSA GRIS OSCURA |
| 2650 | V V V V | | TINTE VERDOSO CON CLASTOS NEGROS, DE CALCITA Y GRISOS HASTA 10 MM |
| 2800 | V V V V | 80 | TAMANO FRECUENTE 4mm. MINERALIZADA Py & Chy Cpy AUMENTA EN CONTACTO |
| 3000 | V V V V | | ANDESITA GRIS OSCURA A MICROBRECHA Cpy & Py EN CONTACTO CALIZA |
| 3075 | V V V V | 98 | CALIZA NEGRA CON QUIAS CALCITA FF 1/5cm PINTAS SILEUROAS (Py) |
| 3110 | V V V V | 84 | NEBULOSAS DE PUNTIAS PIRITA |
| 3500 | V V V V | 98 | " " " " " " 1/10cm " " " " |
| 3700 | V V V V | 98 | " " " " " " " " " " |
| 4000 | V V V V | 99 | " " " " " " " " " " |
| 4003 | V V V V | | " " " " " " " " " " VITINOS 10cm FALITA PREGO BARROLO |

5.- CORTE DE MUESTRAS

EL CORTE DE LOS TESTIGOS SE HIZO CON UNA CORTADORA DE TORNILLO MANUAL, FACILITADA POR CIA. MINERA LAS CENIZAS, EN LAS INSTALACIONES DE LA OFICINA ENAMI, CABILDO. EL CORTE FUE DE TIPO LONGITUDINAL Y LOS TRAMOS ELEGIDOS PARA LAS MUESTRAS SE SELECCIONARON CON CRITERIO BASADO EN LOS DATOS PETROGRAFICOS Y MINERALOGICOS. DEBIDO A LA MINERALIZACION FINA PRESENTE EN LAS ROCAS SE TOMARON MUESTRAS PARA DEFINIR EL GRADO DE MINERALIZACION EN LOS DISTINTOS NIVELES LITOLÓGICOS. LAS MUESTRAS SE COLOCARON EN BOLSAS PLASTICAS SELLADAS Y SE ETIQUETARON INTERNA Y EXTERNAMENTE. SE ENVIARON AL LABORATORIO DE GUAYACÁN A TRAVÉS DE LA OFICINA CABILDO, QUIENES LE ASIGNARON SU PROPIO NÚMERO INTERNO.

EN LAS PAGINAS SIGUIENTES SE INDICAN LOS LISTADOS DE MUESTREO CON LOS RESULTADOS DE LOS ANÁLISIS QUÍMICO POR COBRE TOTAL, COBRE SOLUBLE Y CONTENIDOS DE PLATA.

TODAS LAS MUESTRAS SE ANALIZARON POR COBRE TOTAL Y ALGUNAS POR COBRE INSOLUBLE Y PLATA.

| | |
|-------------------|------|
| TOTAL DE MUESTRAS | : 69 |
| COBRE TOTAL | : 69 |
| COBRE INSOLUBLE | : 17 |
| PLATA | : 13 |

SONDAJES 2001 RAFAELA

- 14

MUESTRAS PARA ANALISIS QUIMICO

| SONDAJE Nº1 S-1 NIVEL 719 RAFAELA N-07-E +45E | | | | | | | | | | |
|---|-------------|---------|----------|----|-------------|------|------|----|-------------------|--|
| MUESTRA | Nº EXANI | Cu. tot | Cu. Ined | Ag | TRAMO MTS | L | L1 | R | DESCRIPCION | |
| S-1-1 | 24 | 1.63 | NP | Y | 0-1.80 | 1.30 | 1.30 | 72 | ANDESITA BRECHOSA | |
| S-1-2 | 25 | 0.04 | NP | NP | 1.80-3.27 | 1.47 | 1.40 | 96 | CALIZA NEGRA | |
| S-1-3 | 26 | 0.01 | NP | 1 | 3.27-5.76 | 2.48 | 1.80 | 73 | OCITA BLANCA | |
| S-1-4 | 27 | 0.01 | NP | NP | 5.76-8.52 | 2.77 | 2.70 | 97 | CALIZA NEGRA | |
| S-1-5 | 28 | 0.01 | NP | 1 | 8.52-11.27 | 2.73 | 2.70 | 99 | " " | |
| S-1-6 | 28? | 0.01 | NP | NP | 14.40-17.12 | 2.72 | 2.70 | 99 | " " | |
| S-1-7 | 30 | 0.01 | NP | 1 | 20.25-23.15 | 2.90 | 2.80 | 98 | " " | |
| S-1-8 | 31 | 0.01 | NP | NP | 25.67-28.95 | 3.28 | 3.20 | 98 | " " | |
| S-1-9 | 32 | 0.01 | NP | 1 | 34.35-37.65 | 3.30 | 3.20 | 97 | " " | |
| S-1-10 | 33 | 0.01 | NP | 1 | 37.65-40.55 | 2.90 | 2.80 | 99 | " " | |

OBSERVACIONES:

NP: ANALISIS NO PERMISIVO

L: LARGO DE TRAMO L1: LARGO DEL TESTIGO RECUPERADO

| SONDAJE Nº2 S-2 NIVEL 722 RAFAELA N-78-V +70E | | | | | | | | | | |
|---|-------------|---------|----------|----|-------------|------|------|----|-------------------------|--|
| MUESTRA | Nº EXANI | Cu. tot | Cu. Ined | Ag | TRAMO MTS | L | L1 | R | DESCRIPCION | |
| S-2-1 | 34 | 0.05 | NP | 1 | 0-4.05 | 4.00 | 3.20 | 94 | CALCARENITA | |
| S-2-2 | 35 | 0.41 | NP | 3 | 4.05-8.70 | 1.65 | 0.30 | 58 | ANDESITA BRECHOSA | |
| S-2-3 | 36 | 0.76 | NP | 4 | 7.60-8.60 | 1.00 | 0.40 | 40 | CALCARENITA | |
| S-2-4 | 37 | 0.26 | NP | 2 | 8.60-10.05 | 1.45 | 0.50 | 34 | " " | |
| S-2-5 | 38 | 0.02 | NP | 1 | 11.50-17.00 | 5.50 | 2.60 | 47 | ANDESITA BRECHOSA FALLA | |
| S-2-6 | 39 | 0.10 | NP | 2 | 17.00-21.37 | 4.37 | 0.75 | 18 | ANDESITA BRECHOSA FALLA | |
| S-2-7 | 40 | 0.01 | NP | 1 | 21.37-22.93 | 1.56 | 1.45 | 93 | CALIZA NEGRA | |
| S-2-8 | 41 | 0.01 | NP | 1 | 22.93-27.07 | 4.14 | 3.80 | 92 | CALIZA NEGRA | |

OBSERVACIONES: NP: No Permisivo

SONDAJES 2001 RAFAELA

-15

MUESTRAS PARA ANALISIS QUIMICO

| SONDAJE N°3 S-3 NIVEL 728 RAFAELA N-73-W +70E | | | | | | | | | |
|---|----------|----------|---------|----|---------------|-----|-----|-----|--------------------------------|
| MUESTRA | N° ENAMI | Cu Total | Cu Fund | Ag | TRAMO HTS | L | LI | R | DESCRIPCION |
| S-3-1 | 42 | 0,01 | NP | 1 | 5,33 - 6,60 | 127 | 125 | 98 | MICROBRECHA |
| S-3-2 | 43 | 0,01 | NP | 1 | 12,17 - 13,60 | 149 | 145 | 97 | " " |
| S-3-3 | 44 | 0,01 | NP | 1 | 23,45 - 24,94 | 149 | 149 | 100 | MICROBRECHA O ARENISA g/kidom |
| S-3-3A | 45 | 0,02 | NP | 1 | 25,44 - 29,17 | 373 | 355 | 95 | " " " |
| S-3-4 | 46 | 0,23 | NP | 3 | 29,17 - 30,45 | 128 | 127 | 99 | " " " |
| S-3-5 | 47 | 0,25 | NP | 1 | 30,45 - 32,71 | 226 | 220 | 97 | CALCARENITA GRIS VERDOSA |
| S-3-6 | 48 | 0,12 | NP | 2 | 32,71 - 34,06 | 135 | 105 | 78 | ARENISA + CALCARENITA o CALIZA |
| S-3-7 | 49 | 0,01 | NP | 1 | 34,06 - 35,43 | 137 | 132 | 96 | CALIZA NEGRA |
| S-3-8 | 50 | 0,01 | NP | 1 | 35,43 - 36,80 | 137 | 133 | 97 | CALIZA NEGRA |
| S-3-9 | 51 | 0,01 | NP | 1 | 36,80 - 38,23 | 143 | 140 | 98 | CALIZA NEGRA |

OBSERVACIONES : NP No Probado L: LARGOTRADO LI: TESTIGO RECUPERADO

| SONDAJE N°4 S-4 NIVEL 779 RAFAELA S-55-E +71E | | | | | | | | | |
|---|----------|----------|---------|----|---------------|-----|-----|----|---------------------------------|
| MUESTRA | N° ENAMI | Cu Total | Cu Fund | Ag | TRAMO HTS | L | LI | R | DESCRIPCION |
| S-4-1 | 52 | 0,41 | 0,02 | 5 | 0 - 2,88 | 288 | 204 | 69 | CALCARENITA o BRECHA ANHESITICA |
| S-4-2 | 53 | 2,38 | 0,22 | 7 | 2,88 - 6,45 | 357 | 310 | 87 | " " " " |
| S-4-3 | 54 | 2,55 | 0,20 | 14 | 6,45 - 8,10 | 160 | 115 | 70 | " " " " |
| S-4-4 | 55 | 0,49 | 0,27 | 4 | 8,10 - 10,32 | 222 | 190 | 86 | CALIZA NEGRA |
| S-4-5 | 56 | 0,01 | NP | NP | 10,32 - 13,02 | 270 | 266 | 98 | CALIZA NEGRA |
| S-4-6 | 57 | 0,01 | NP | NP | 13,02 - 15,95 | 293 | 263 | 90 | CALIZA NEGRA |
| S-4-7 | 58 | 0,02 | NP | NP | 15,95 - 19,33 | 328 | 306 | 91 | (OCIDITA BIQUE) EN CALIZA NEGRA |
| S-4-8 | 59 | 0,02 | 0,01 | 1 | 22,84 - 24,66 | 182 | 132 | 73 | CALIZA NEGRA |
| S-4-9 | 60 | 0,01 | NP | NP | 24,66 - 26,77 | 211 | 208 | 99 | CALIZA NEGRA |
| S-4-10 | 61 | 0,04 | NP | NP | 26,77 - 29,15 | 238 | 236 | 99 | CALIZA NEGRA |

OBSERVACIONES

SONDAJES 2001 RAFAELA

-16

MUESTRAS PARA ANALISIS QUIMICO

| SONDAJE Nº5 S-5 NIVEL F22 N-02-W +70E | | | | | | | | | | |
|---------------------------------------|-------------|----------|--------|----------------|---------------|-----|------|----|-----------------------|--|
| MUESTRA | Nº ENARI | Cu Total | Cu Ind | A _g | TRAMO MTS | L | LI | R | DESCRIPCIÓN | |
| S-5-1 | 62 | 0,02 | NP | 1 | 0 - 1,43 | 143 | 120 | 84 | CALCARENITA O BRECHA | |
| S-5-2 | 63 | 0,01 | NP | 1 | 1,43 - 2,75 | 62 | 2650 | 95 | " " " | |
| S-5-3 | 64 | 0,04 | NP | 1 | 2,75 - 27,47 | 150 | 145 | 97 | BRECHA ANDESITICA | |
| S-5-4 | 65 | 0,16 | NP | 2 | 27,47 - 29,22 | 145 | 170 | 97 | ANDESITA GRIS VERDOSA | |
| S-5-5 | 66 | 0,01 | NP | 2 | 29,22 - 31,77 | 255 | 150 | 59 | CALIZA NEGRA | |
| S-5-6 | 67 | 0,01 | NP | 1 | 31,77 - 32,97 | 220 | 180 | 82 | CALIZA NEGRA | |
| S-5-7 | 68 | 0,01 | NP | 1 | 32,97 - 36,19 | 222 | 190 | 86 | CALIZA NEGRA | |

OBSERVACIONES : NP: NO PEDIDO L: TRAMO LI: TESTIGO RECUPERADO

| SONDAJE Nº6 S-6 NIVEL F22 N-07-E +70E | | | | | | | | | | |
|---------------------------------------|-------------|----------|--------|----------------|---------------|------|------|-----|---------------------------|--|
| MUESTRA | Nº ENARI | Cu Total | Cu Ind | A _g | TRAMO MTS | L | LI | R | DESCRIPCIÓN | |
| S-6-1 | 69 | 0,02 | 0,01 | 1 | 6,00 - 7,00 | 1,00 | 0,95 | 95 | BRECHA ROJA | |
| S-6-2 | 70 | 0,05 | 0,04 | 1 | 7,00 - 9,90 | 2,90 | 0,93 | 32 | ANDESITA GRIS VERDOSA | |
| S-6-3 | 71 | 0,16 | 0,12 | 1 | 9,90 - 11,90 | 2,00 | 0,83 | 42 | ANDESITA " " Tx Brecha | |
| S-6-4 | 72 | 2,52 | 2,20 | 8 | 11,90 - 13,30 | 1,40 | 1,40 | 100 | CALIZA NEGRA | |
| S-6-5 | 73 | 0,12 | 0,11 | 3 | 13,30 - 15,86 | 2,56 | 2,07 | 81 | CALIZA NEGRA | |
| S-6-6 | 74 | 0,67 | 0,65 | 6 | 15,86 - 17,35 | 1,49 | 0,85 | 57 | CALIZA NEGRA | |
| S-6-7 | 75 | 0,33 | 0,32 | 1 | 17,35 - 20,03 | 2,68 | 2,50 | 93 | CALIZA NEGRA BIQUE OCCITA | |
| S-6-8 | 76 | 0,60 | 0,55 | 5 | 20,03 - 23,15 | 3,12 | 2,74 | 88 | CALIZA NEGRA | |
| S-6-9 | 77 | 0,14 | 0,13 | 1 | 23,15 - 26,05 | 2,90 | 2,80 | 97 | CALIZA NEGRA | |
| S-6-10 | 78 | 0,05 | 0,01 | 1 | 26,05 - 35,05 | 9,00 | 7,00 | 78 | OCCITA | |

OBSERVACIONES :

SONDAJES 2001 RAFAELA

-17

MUESTRAS PARA ANALISIS QUIMICO

| SONDAJE Nº 7 S-7 NIVEL 728 RAFAELA N-65-W +33E | | | | | | | | | |
|--|----------|----------|---------|----|-------------|------|------|----|---------------------------|
| MUESTRA | Nº ENARI | Cu Total | Cu Fund | Ag | TRAMO Mts | L | LI | R | DESCRIPCION |
| S-7-1 | 79 | 0,01 | NP | 1 | 6.31-7.76 | 1.45 | 1.40 | 97 | BRECHA ROJA |
| S-7-2 | 80 | 0,01 | NP | 1 | 42.64-45.50 | 2.86 | 2.75 | 96 | ANDESITA O TDA ANDESITICA |

OBSERVACIONES:

| SONDAJE Nº 8 S-8 NIVEL 728 RAFAELA N-02-W +80E | | | | | | | | | |
|--|----------|----------|---------|----|-------------|------|------|----|------------------------|
| MUESTRA | Nº ENARI | Cu Total | Cu Fund | Ag | TRAMO Mts | L | LI | R | DESCRIPCION |
| S-8-1 | 81 | 0,01 | NP | 1 | 1.30-3.30 | 2.00 | 1.94 | 97 | BRECHA ROJA |
| S-8-2 | 82 | 0,01 | NP | 1 | 5.60-7.85 | 2.25 | 2.15 | 96 | BRECHA ROJA |
| S-8-3 | 83 | 0,21 | NP | 1 | 26.50-27.50 | 1.00 | 0.98 | 98 | ANDESITA GRIS BRECHOSA |
| S-8-4 | 84 | 0,16 | 0,15 | 1 | 27.50-28.80 | 1.30 | 1.25 | 96 | ANDESITA GRIS BRECHOSA |
| S-8-5 | 85 | 0,57 | 0,55 | 2 | 28.80-29.97 | 1.17 | 1.15 | 98 | ANDESITA GRIS BRECHOSA |
| S-8-6 | 86 | 0,01 | NP | NP | 29.97-31.75 | 1.78 | 1.73 | 97 | CALIZA NEGRA |
| S-8-7 | 87 | 0,02 | NP | NP | 31.75-33.15 | 1.40 | 1.17 | 84 | >> >> |
| S-8-8 | 88 | 0,01 | NP | NP | 33.15-34.60 | 1.45 | 1.43 | 99 | >> >> |
| S-8-9 | 89 | 0,01 | NP | NP | 34.60-36.10 | 1.50 | 1.47 | 98 | >> >> |
| S-8-10 | 90 | 0,01 | NP | NP | 36.10-37.55 | 1.45 | 1.43 | 99 | >> >> |
| S-8-11 | 91 | 0,01 | NP | NP | 37.55-39.05 | 1.50 | 1.44 | 96 | >> >> |
| S-8-12 | 92 | 0,01 | NP | NP | 39.05-40.53 | 1.48 | 1.17 | 79 | >> >> |

OBSERVACIONES: N.P. ANALISIS NO PEDIDO L: TRAMO LI: TESTIGO RECUPERADO

ANEXO 2: “Ensayos Compresión Uniaxial Simple: Resultados”

| Código Muestra | CAL-1 | | | |
|--|------------|--------|--------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 50,69 | 50,78 | 50,81 | 50,76 |
| Medio | 50,68 | 50,69 | 50,68 | 50,68 |
| Inferior | 50,64 | 50,87 | 50,65 | 50,72 |
| Promedio | 50,67 | 50,78 | 50,71 | 50,72 |
| Altura probeta [mm] | 102,87 | 102,84 | 102,88 | 102,86 |
| Peso [g] | 562,30 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:16:40 | | | |
| Carga máxima [KN] | 92 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,15 | | | |
| Tiempo [seg] | 40 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Estructura | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 45,53 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,05 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | CAL-2 | | | |
|--|------------|--------|--------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 50,69 | 50,67 | 50,66 | 50,67 |
| Medio | 50,73 | 50,71 | 50,57 | 50,67 |
| Inferior | 50,68 | 50,68 | 50,61 | 50,66 |
| Promedio | 50,70 | 50,69 | 50,61 | 50,67 |
| Altura probeta [mm] | 103,67 | 103,66 | 103,66 | 103,66 |
| Peso [g] | 561,85 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:15:32 | | | |
| Carga máxima [KN] | 150 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,06 | | | |
| Tiempo [seg] | 105 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 74,40 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,08 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD3 S3 (2) -2 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,30 | 25,30 | 25,29 | 25,30 |
| Medio | 25,28 | 25,29 | 25,30 | 25,29 |
| Inferior | 25,30 | 25,29 | 25,26 | 25,28 |
| Promedio | 25,29 | 25,29 | 25,28 | 25,29 |
| Altura probeta [mm] | 56,01 | 56,07 | 56,10 | 56,06 |
| Peso [g] | 77,86 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:03:29 | | | |
| Carga máxima [KN] | 40 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,43 | | | |
| Tiempo [seg] | 14 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 79,63 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,38 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD2 S3 (2) -2 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,23 | 25,23 | 25,18 | 25,21 |
| Medio | 25,23 | 25,20 | 25,19 | 25,21 |
| Inferior | 25,22 | 25,20 | 25,20 | 25,21 |
| Promedio | 25,23 | 25,21 | 25,19 | 25,21 |
| Altura probeta [mm] | 59,24 | 59,41 | 59,24 | 59,30 |
| Peso [g] | 81,22 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:03:29 | | | |
| Carga máxima [KN] | 40 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,43 | | | |
| Tiempo [seg] | 14 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 80,14 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,38 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD1 S7 (2) -3 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 24,91 | 24,90 | 24,89 | 24,90 |
| Medio | 24,91 | 24,90 | 24,89 | 24,90 |
| Inferior | 24,90 | 24,88 | 24,92 | 24,90 |
| Promedio | 24,91 | 24,89 | 24,90 | 24,90 |
| Altura probeta [mm] | 55,33 | 55,34 | 55,25 | 55,31 |
| Peso [g] | 73,26 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:10:48 | | | |
| Carga máxima [KN] | 60 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,15 | | | |
| Tiempo [seg] | 41 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | - | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 123,21 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,19 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD1 S7 (1) -3 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 24,93 | 24,92 | 24,92 | 24,92 |
| Medio | 24,92 | 24,93 | 24,91 | 24,92 |
| Inferior | 24,94 | 24,44 | 24,92 | 24,77 |
| Promedio | 24,93 | 24,76 | 24,92 | 24,87 |
| Altura probeta [mm] | 55,62 | 55,57 | 55,60 | 55,60 |
| Peso [g] | 73,76 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:11:53 | | | |
| Carga máxima [KN] | 72 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,15 | | | |
| Tiempo [seg] | 40 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 148,21 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,21 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD2 S3 (4) -5 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,28 | 25,28 | 25,29 | 25,28 |
| Medio | 25,24 | 25,29 | 25,30 | 25,28 |
| Inferior | 25,29 | 25,30 | 25,29 | 25,29 |
| Promedio | 25,27 | 25,29 | 25,29 | 25,28 |
| Altura probeta [mm] | 57,60 | 57,55 | 57,71 | 57,62 |
| Peso [g] | 80,49 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:06:29 | | | |
| Carga máxima [KN] | 46 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,15 | | | |
| Tiempo [seg] | 41 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 91,61 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,24 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra* (aguja pegada) | DD6 S7 (1) -5 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,01 | 25,03 | 24,99 | 25,01 |
| Medio | 25,01 | 25,00 | 25,01 | 25,01 |
| Inferior | 25,01 | 25,03 | 24,99 | 25,01 |
| Promedio | 25,01 | 25,02 | 25,00 | 25,01 |
| Altura probeta [mm] | 55,40 | 55,41 | 55,45 | 55,42 |
| Peso [g] | 75,48 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:16:00 | | | |
| Carga máxima [KN] | 38 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,13 | | | |
| Tiempo [seg] | 45 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 77,36 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,20 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD5 S7 (2) -1 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,26 | 25,27 | 25,27 | 25,27 |
| Medio | 25,26 | 25,27 | 25,26 | 25,26 |
| Inferior | 25,27 | 25,26 | 25,27 | 25,27 |
| Promedio | 25,26 | 25,27 | 25,27 | 25,27 |
| Altura probeta [mm] | 59,91 | 59,86 | 59,76 | 59,84 |
| Peso [g] | 78,75 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:15:40 | | | |
| Carga máxima [KN] | 62 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,13 | | | |
| Tiempo [seg] | 47 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 123,66 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,13 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD5 S7 (1) -1 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,28 | 25,28 | 25,28 | 25,28 |
| Medio | 25,26 | 25,28 | 25,26 | 25,27 |
| Inferior | 25,27 | 25,27 | 25,28 | 25,27 |
| Promedio | 25,27 | 25,28 | 25,27 | 25,27 |
| Altura probeta [mm] | 59,94 | 59,88 | 59,93 | 59,92 |
| Peso [g] | 79,14 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:18:10 | | | |
| Carga máxima [KN] | 72 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,15 | | | |
| Tiempo [seg] | 40 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | - | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 143,52 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,13 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD4 S7 (3) -4 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,06 | 25,05 | 25,05 | 25,05 |
| Medio | 25,06 | 25,05 | 25,04 | 25,05 |
| Inferior | 25,06 | 25,04 | 25,03 | 25,04 |
| Promedio | 25,06 | 25,05 | 25,04 | 25,05 |
| Altura probeta [mm] | 56,08 | 56,07 | 56,05 | 56,07 |
| Peso [g] | 74,44 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:09:51 | | | |
| Carga máxima [KN] | 34 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,13 | | | |
| Tiempo [seg] | 47 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Matriz | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 68,99 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,12 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

| Código Muestra | DD4 S7 (1) -4 | | | |
|--|---------------|-------|-------|----------|
| Dimensiones | 1 | 2 | 3 | Promedio |
| Diámetro [mm] | | | | |
| Superior | 25,02 | 25,05 | 25,06 | 25,04 |
| Medio | 25,04 | 25,05 | 25,08 | 25,06 |
| Inferior | 25,06 | 25,05 | 25,06 | 25,06 |
| Promedio | 25,04 | 25,05 | 25,07 | 25,05 |
| Altura probeta [mm] | 55,59 | 55,64 | 55,74 | 55,66 |
| Peso [g] | 73,68 | | | |
| Tiempo de compresión [hh:mm:seg] | 0:13:00 | | | |
| Carga máxima [KN] | 32 | | | |
| Velocidad desplazamiento pistón [mm/min] | 0,13 | | | |
| Tiempo [seg] | 45 | | | |
| Distancia recorrida[mm] | 0,10 | | | |
| Número de unidades | 10 | | | |
| [mm]/unidad | 0,01 | | | |
| Tipo de falla | Mixta | | | |
| Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) [Mpa] | 64,92 | | | |
| Velocidad de carga [Mpa/seg] | 0,08 | | | |
| Fecha ensayo [dd-mm-aa] | 13-12-2010 | | | |

ANEXO 3: “MINE PILLAR DESIGN METHODOLOGY, RESULTADOS CASO MINA RAFAELA”

| Datos Duros Calcarenitas | |
|---------------------------|------|
| σ_{ci} [Mpa] | 80 |
| Profundidad media[m] | 110 |
| σ (tracción) [Mpa] | 5 |
| Ancho planchones [m] | 0,15 |
| Peso específico [KN/m3] | 27 |
| Altura pilar h [m] | 3 |

| Wp [m] | Wo[m] | r | σ_p [Mpa] | Cpav | k | Sp(Pakalnis&Lunde)[Mpa] | Sp(Hedley-Grant)[Mpa] | Sp(Stacey-Page)[Mpa] | Sp(Hardy-Agapito) [Mpa] | Wp/H | FS (P&L) | FS (H&G) | FS (S&P) | FS (H&A) | Recuperación [%] |
|--------|-------|-----|------------------|------|------|-------------------------|-----------------------|----------------------|-------------------------|------|----------|----------|----------|----------|------------------|
| 2.5 | 6.5 | 0.9 | 38.5 | 0.0 | 0.01 | 24.0 | 38.8 | 29.3 | 27.4 | 0.8 | 0.6 | 1.0 | 0.8 | 0.7 | 92.3 |
| 3 | 6.5 | 0.9 | 29.8 | 0.1 | 0.01 | 24.1 | 38.8 | 32.1 | 30.6 | 1.0 | 0.8 | 1.3 | 1.1 | 1.0 | 90.0 |
| 3.5 | 6.5 | 0.9 | 24.2 | 0.1 | 0.01 | 24.1 | 38.8 | 34.7 | 33.5 | 1.2 | 1.0 | 1.6 | 1.4 | 1.4 | 87.8 |
| 4 | 6.5 | 0.9 | 20.5 | 0.1 | 0.01 | 24.2 | 38.8 | 37.1 | 36.3 | 1.3 | 1.2 | 1.9 | 1.8 | 1.8 | 85.5 |
| 4.5 | 6.5 | 0.8 | 17.7 | 0.2 | 0.01 | 24.2 | 38.8 | 39.3 | 38.9 | 1.5 | 1.4 | 2.2 | 2.2 | 2.2 | 83.3 |
| 5 | 6.5 | 0.8 | 15.7 | 0.2 | 0.01 | 24.2 | 38.8 | 41.5 | 41.5 | 1.7 | 1.5 | 2.5 | 2.6 | 2.6 | 81.1 |
| 5.5 | 6.5 | 0.8 | 14.1 | 0.2 | 0.02 | 24.2 | 38.8 | 43.5 | 43.9 | 1.8 | 1.7 | 2.7 | 3.1 | 3.1 | 79.0 |
| 6 | 6.5 | 0.8 | 12.9 | 0.3 | 0.02 | 24.2 | 38.8 | 45.4 | 46.2 | 2.0 | 1.9 | 3.0 | 3.5 | 3.6 | 77.0 |
| 6.5 | 6.5 | 0.8 | 11.9 | 0.3 | 0.02 | 24.2 | 38.8 | 47.3 | 48.5 | 2.2 | 2.0 | 3.3 | 4.0 | 4.1 | 75.0 |
| 7 | 6.5 | 0.7 | 11.0 | 0.3 | 0.02 | 24.3 | 38.8 | 49.0 | 50.7 | 2.3 | 2.2 | 3.5 | 4.4 | 4.6 | 73.1 |

ANEXO 4: “EXTENDING THE MATHEWS STABILITY GRAPH FOR OPEN-STOPE DESIGN, RESULTADOS CASO MINA RAFAELA”

| Características del cuerpo mineralizado | |
|--|-------|
| Profundidad [m] | 140 |
| Potencia [m] | 3 |
| Dips | 80 |
| Corrida [m] | 15 |
| Altura máxima [m] | 20 |
| Características geomecánicas sector Nivel 756 Sur | |
| Average unconfined compressive strength (σ_c) [Mpa] | 74,58 |
| RQD [%] | 52 |
| Joint set number* (Jn) | 6 |
| Joint roughness** (Jr) | 1,5 |
| Joint alteration (Ja) | 1 |
| Q' value | 13 |

| | Value | |
|--------------|-----------------|---------------------|
| | Shape Factor: S | Stability Number: N |
| Roof | 1,3 | 9,703125 |
| hanging-wall | 4,3 | 43,88699346 |
| Footwall | 4,3 | 51,75 |
| End-wall | 1,3 | 51,75 |

| Calculated S value | | | |
|---------------------------|----------|--------------|--------------------|
| Stope surface | Area, m2 | Perimeter, m | Shape factor, S, m |
| Roof | 45 | 36 | 1,3 |
| Hanging-wall | 300 | 70 | 4,3 |
| Footwall | 300 | 70 | 4,3 |
| Endwall | 60 | 46 | 1,3 |

| Stress Factor | |
|--|------|
| NOTE: | |
| stress value in this case is estimated, have not been measured | |
| <i>in-situ stresses</i> | |
| Vertical stress (σ_v) [Mpa] | 3,8 |
| Horizontal stress (σ_h) [Mpa] | 7,6 |
| K factor | 2 |
| <i>induced stresses (σ_1)</i> | |
| Roof | |
| Surface height [m] | 20 |
| Surface span [m] | 3 |
| Height to span ratio | 6,7 |
| σ_1/σ_v | 6,1 |
| induced stress σ_1 [Mpa] | 23,1 |
| σ_c/σ_1 | 3,2 |
| End-wall | |
| σ_{h1} [Mpa] | 7,6 |
| σ_{h2} [Mpa] | 7,6 |
| K | 1 |
| Surface height [m] | 15 |
| Surface span [m] | 3 |
| Height to span ratio | 5 |
| σ_1/σ_h | 2,2 |
| induced stress σ_1 [Mpa] | 16,6 |
| σ_c/σ_1 | 4,5 |
| Hanging-wall and footwall | |
| <i>considering the mid-stope vertical plane</i> | |
| Surface height [m] | 20 |
| Surface span [m] | 3 |
| Height to span ratio | 6,7 |
| σ_1/σ_v | 0 |
| induced stress σ_1 [Mpa] | 0* |
| sigma c/sigma 1 | +10 |
| <i>considering the mid-stope horizontal plane</i> | |
| Surface height [m] | 15 |
| Surface span [m] | 3 |
| Height to span ratio | 5 |
| σ_1/σ_h | 0,2 |
| induced stress σ_1 [Mpa] | 1,5 |
| sigma c/sigma 1 | 49 |
| * The horizontal joints intersecting the hanging wall will open because the induced stress at the center of the hanging-wall span is tensile | |

| Factor A | |
|---------------------------|------|
| Rock stress factor | |
| | |
| | |
| Roof | 0,75 |
| Hanging-wall and footwall | 1 |
| Footwall | 1 |
| End-wall | 1 |

| B value | | |
|--------------------------|---------------------|---------|
| Joint orientation factor | | |
| | | |
| | | |
| | | |
| Stope surface | Orientation, degree | B value |
| Roof | 90 | 1 |
| hanging-wall | 10 | 0,5 |
| Footwall | 170 | 0,5 |
| End-wall | 0 | 0,5 |

| C value | | |
|----------------------------|--|--|
| Surface orientation factor | | |
| | | |
| | | |
| | | |
| Stope surface | Dip of stope surface, degree from horizontal | C value, $C=8-7\cos(\text{Dip from horizontal})$ |
| Roof | 0 | 1 |
| hanging-wall | 80 | 6,8 |
| Footwall | 90 | 8,0 |
| End-wall | 90 | 8 |

| N value | |
|--------------------------|---------|
| Mathews stability number | |
| | |
| | |
| | |
| Stope surface | N value |
| Roof | 9,7 |
| hanging-wall | 43,9 |
| Footwall | 51,8 |
| End-wall | 51,8 |

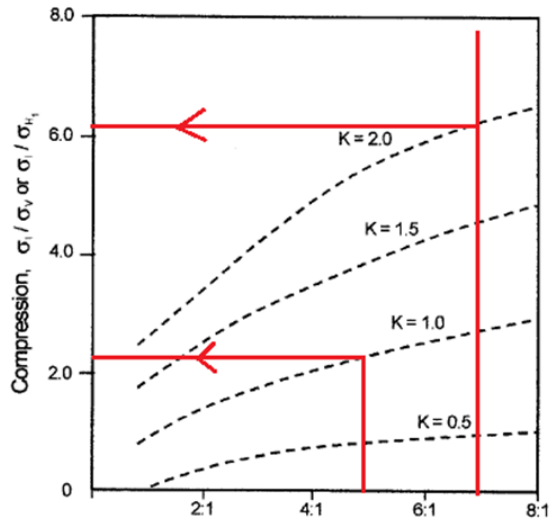
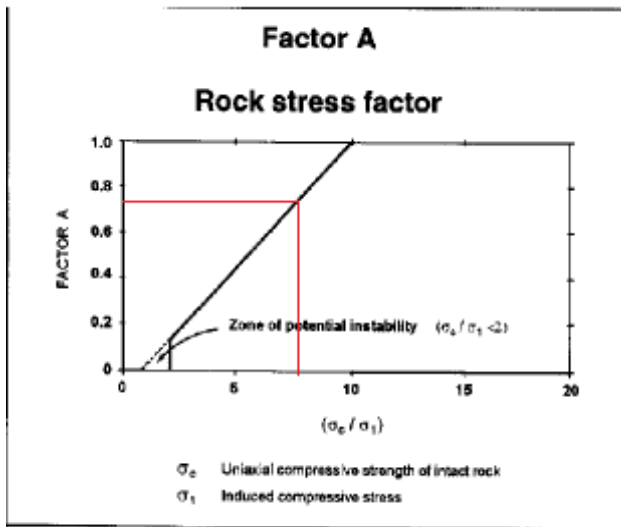
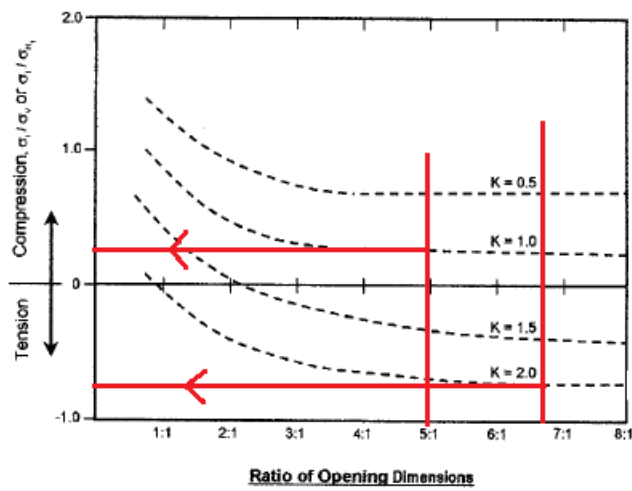


Fig. 3 Curves for estimation of induced stresses in backs and endwalls. After Stewart and Forsyth⁸



ANEXO 5: "CARACTERIZACIÓN DE MINERALES-MINERA RAFAELA"

Granulometría Cp Muestra 1

| ancho | [μm] |
|---------------------|-------------------|
| 3 | 30 |
| 3,5 | 35 |
| 3 | 30 |
| 4,5 | 45 |
| 4 | 40 |
| 3,75 | 38 |
| 3,25 | 33 |
| 4 | 40 |
| 5 | 50 |
| 5 | 50 |
| 10 | 100 |
| 15 | 150 |
| 15 | 150 |
| 27,5 | 275 |
| 15 | 150 |
| 10 | 100 |
| Mínimo | 30 |
| Máximo | 275 |
| Promedio | 82 |
| Desviación Estándar | 69 |

Granulometría Py en muestra 4

| media | [μm] |
|---------------------|-------------------|
| | |
| 12,5 | 125 |
| 25,0 | 250 |
| 15,0 | 150 |
| 32,5 | 325 |
| 35,0 | 350 |
| 30,0 | 300 |
| 25,0 | 250 |
| Mínimo | 125 |
| Máximo | 350 |
| Promedio | 250 |
| Desviación Estándar | 85 |

Granulometría Bn en Vetillas Calcita, muestra 3

| media | [μm] |
|---------------------|-------------------|
| | |
| 40,0 | 400 |
| 20,0 | 200 |
| 15,0 | 150 |
| 27,5 | 275 |
| 20,0 | 200 |
| 70,0 | 700 |
| 15,0 | 150 |
| 27,5 | 275 |
| 100,0 | 1000 |
| 150,0 | 1500 |
| 200,0 | 2000 |
| 175,0 | 1750 |
| 125,0 | 1250 |
| 65,0 | 650 |
| | |
| Mínimo | 150 |
| Máximo | 2000 |
| Promedio | 750 |
| Desviación Estándar | 641 |

Granulometría minerales de Cu, muestra 65#.

| mediciones | unidades | incluido [1] | [μm] |
|------------|----------|-----------------|-------------------|
| 1 | 11 | | 55 |
| 2 | 11 | | 55 |
| 3 | 4 | | 20 |
| 4 | 9 | | 45 |
| 5 | 10 | 1 | 50 |
| 6 | 3 | | 15 |
| 7 | 10 | | 50 |
| 8 | 8 | | 40 |
| 9 | 4 | | 20 |
| 10 | 5 | | 25 |
| 11 | 5 | | 25 |
| 12 | 3 | | 15 |
| 13 | 5 | 1 | 25 |
| 14 | 10 | | 50 |
| 15 | 7 | | 35 |
| 16 | 12 | 1 | 60 |
| 17 | 5 | | 25 |
| 18 | 9 | | 45 |
| 19 | 3 | 1 | 15 |
| 20 | 5 | 1 | 25 |
| 21 | 5 | 1 | 25 |
| 22 | 10 | 1 | 50 |

| | | | |
|----|----|---|-----|
| 23 | 12 | 1 | 60 |
| 24 | 5 | 1 | 25 |
| 25 | 9 | | 45 |
| 26 | 6 | | 30 |
| 27 | 4 | 1 | 20 |
| 28 | 8 | 1 | 40 |
| 29 | 3 | | 15 |
| 30 | 5 | | 25 |
| 31 | 7 | | 35 |
| 32 | 7 | | 35 |
| 33 | 20 | 1 | 100 |
| 34 | 5 | 1 | 25 |
| 35 | 3 | 1 | 15 |
| 36 | 9 | 1 | 45 |
| 37 | 4 | 1 | 20 |
| 38 | 5 | 1 | 25 |
| 39 | 41 | | 205 |
| 40 | 20 | 1 | 100 |
| 41 | 4 | 1 | 20 |
| 42 | 28 | 1 | 140 |
| 43 | 7 | 1 | 35 |
| 44 | 6 | 1 | 30 |
| 45 | 7 | 1 | 35 |
| 46 | 6 | 1 | 30 |
| 47 | 4 | | 20 |

| | | | |
|----|----|---|----|
| 48 | 12 | | 60 |
| 49 | 5 | 1 | 25 |
| 50 | 6 | 1 | 30 |
| 51 | 5 | 1 | 25 |
| 52 | 9 | | 45 |
| 53 | 4 | 1 | 20 |
| 54 | 7 | 1 | 35 |
| 55 | 4 | 1 | 20 |
| 56 | 14 | | 70 |
| 57 | 8 | | 40 |
| 58 | 6 | 1 | 30 |
| 59 | 3 | 1 | 15 |
| 60 | 3 | 1 | 15 |
| 61 | 4 | 1 | 20 |
| 62 | 12 | | 60 |
| 63 | 6 | | 30 |
| 64 | 3 | 1 | 15 |
| 65 | 11 | 1 | 55 |
| 66 | 3 | 1 | 15 |
| 67 | 11 | 1 | 55 |
| 68 | 12 | | 60 |
| 69 | 7 | | 35 |
| 70 | 8 | | 40 |
| 71 | 5 | | 25 |
| 72 | 12 | 1 | 60 |

| | | | |
|----|----|---|-----|
| 73 | 5 | | 25 |
| 74 | 5 | 1 | 25 |
| 75 | 5 | 1 | 25 |
| 76 | 3 | | 15 |
| 77 | 12 | | 60 |
| 78 | 5 | | 25 |
| 79 | 5 | 1 | 25 |
| 80 | 13 | | 65 |
| 81 | 10 | 1 | 50 |
| 82 | 10 | | 50 |
| 83 | 11 | | 55 |
| 84 | 5 | 1 | 25 |
| 85 | 3 | 1 | 15 |
| 86 | 4 | 1 | 20 |
| 87 | 15 | 1 | 75 |
| 88 | 8 | 1 | 40 |
| 89 | 11 | | 55 |
| 90 | 6 | | 30 |
| 91 | 8 | 1 | 40 |
| 92 | 5 | 1 | 25 |
| 93 | 16 | 1 | 80 |
| 94 | 6 | | 30 |
| 95 | 20 | 1 | 100 |
| 96 | 12 | 1 | 60 |
| 97 | 15 | 1 | 75 |

| | | | |
|-----|----|---|-----|
| 98 | 10 | 1 | 50 |
| 99 | 20 | | 100 |
| 100 | 12 | | 60 |
| 101 | 5 | | 25 |
| 102 | 3 | 1 | 15 |
| 103 | 5 | | 25 |
| 104 | 7 | 1 | 35 |
| 105 | 15 | 1 | 75 |
| 106 | 5 | | 25 |
| 107 | 11 | | 55 |
| 108 | 5 | 1 | 25 |
| 109 | 15 | 1 | 75 |
| 110 | 14 | 1 | 70 |
| 111 | 7 | | 35 |
| 112 | 3 | | 15 |
| 113 | 5 | | 25 |
| 114 | 7 | 1 | 35 |
| 115 | 15 | | 75 |
| 116 | 8 | 1 | 40 |
| 117 | 7 | | 35 |
| 118 | 7 | 1 | 35 |
| 119 | 10 | 1 | 50 |
| 120 | 10 | 1 | 50 |
| 121 | 3 | | 15 |
| 122 | 3 | | 15 |

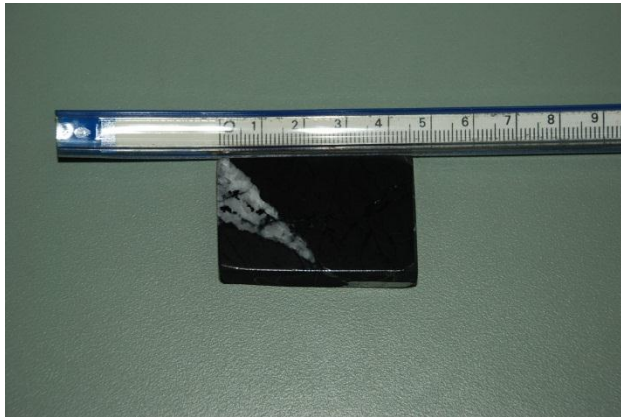
| | | | |
|--------------|---|---|-----|
| 123 | 5 | | 25 |
| 124 | 4 | 1 | 20 |
| 125 | 5 | 1 | 25 |
| 126 | 5 | 1 | 25 |
| 127 | 5 | 1 | 25 |
| promedio | | | 40 |
| min | | | 15 |
| max | | | 205 |
| desv | | | 27 |
| % liberacion | | | 55 |



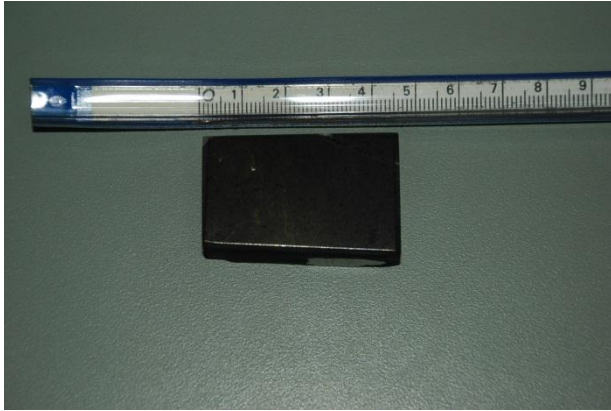
Cortes Pulidos Calizas Negras



Muestra 4



Muestra 3



Muestra 2



Muestra 1