



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS

EXPLOTACION DE RECURSOS DE OXIDOS EN MINERA RAFAELA

MEMORIA PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

ELIAS NEFTALI MOSCOSO CASTILLO

PROFESOR GUÍA:
FERNANDO SILVA CALONGE

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
BRUNO BEHN THEUNE
GONZALO MONTES ATENAS

SANTIAGO DE CHILE

2016

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas
POR: Elías Neftalí Moscoso Castillo
FECHA: 05/06/2016
PROFESOR GUÍA: Fernando Silva Calonge

EXPLOTACION DE RECURSOS DE OXIDOS EN MINERA RAFAELA

El objetivo de esta memoria es analizar la factibilidad de implementar la explotación de minerales oxidados de cobre en Minera Rafaela, faena ubicada en la V región de Chile en la comuna de Cabildo que actualmente explota minerales sulfurados de cobre a un ritmo de 1.500 a 1.800 toneladas mensuales de mineral aproximadamente, labor que actualmente no se realiza. Para esto se considera la cantidad total de recursos presentes en la mina y los métodos de explotación apropiados. Además se hace un análisis de dos alternativas de negocio: la venta directa del mineral a ENAMI y la asociación con una planta privada en la cual las utilidades son repartidas equitativamente.

Los recursos totales de minerales oxidados de cobre en mina Rafaela (demostrados e inferidos) estimados en este trabajo son 2,26 [MMTon], con una ley de 2,12 % y un consumo de ácido sulfúrico de 11,9 [kgAc/kgCuRec] (202 [kgAc/Ton]).

De todos los métodos de explotación minera considerados, se concluye que los más adecuados considerando forma del cuerpo, calidad geomecánica de la roca y las leyes presentes son Shrinkage Stopping para cuerpos tipo veta y Room and Pillar para mantos.

Para la presente evaluación económica se ha considerado un precio del cobre de 300 [cUS\$/lb], un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Para la opción ENAMI las variables económicas indican un beneficio total obtenido por Minera Rafaela de 42,16 [MMUS\$], un costo total de 53,53 [MMUS\$] con una inversión de 10,77 [MMUS\$], con lo cual se obtiene un VAN de 16,02 [MMUS\$], TIR de 55%, periodo de retorno del capital de 2 [años] y una vida útil de 8 [años].

Para la opción de venta a privados las variables económicas indican un beneficio total obtenido por Minera Rafaela de 41,97[MUS\$], un costo total de 39,41 [MMUS\$] con una inversión de 10,49 [MMUS\$] con lo cual se obtiene un VAN de 16,21 [MMUS\$], TIR de 56%, periodo de retorno del capital de 2 [años] y una vida útil de 8 [años].

Cabe destacar que en el escenario actual el negocio no es rentable, esto se debe a la baja en el precio del cobre y también a que actualmente el costo mina que se sitúa en los 30 [US\$/Ton] con una operación mixta entre Room and Pillar y Shrinkage Stopping y se ha propuesto que se puede llegar a bajar hasta 15 [US\$/Ton] en Room and Pillar y 20 [US\$/Ton] en Shrinkage Stopping.

Las variables económicas estudiadas en este trabajo muestran un negocio factible, pero muy sensible a factores tales como el consumo de ácido, precio del cobre, costo mina y ley de cobre soluble.

Abstract

The objective which is of this memory is to analyze the feasibility of mining oxidized copper resources at Rafaela Mine, located in the V region of Chile in the commune of Cabildo currently operating copper sulphide ores to a mining rate of 1500 to 1800 tons per month, labor which currently is not being executed. For this the total present resources and the mining methods are considered. Also two business models are analyzed: the direct selling of the ores to ENAMI and the association with a private plant in which the profits are equally took.

The total oxidized copper ores at Rafaela Mine (proved and inferred) estimated in this work are 2.26 [MMTon] with a grade of 2.12% and sulfuric acid consumption of 11.9 [kgAc/kgCuRec] (202 [kgAc/Ton]).

From all the considered mining methods, is concluded that the best methods taking account of the shape of the body, quality of the rock and the present grades are Shrinkage Stopping for vein bodies and Room and Pillar for bedrocks.

For this economic evaluation was considered a copper price of 300 [cUS\$/lb] a mine cost of 15 [US\$/Ton] for bedrocks (Room and Pillar) and 20 [US\$/Ton] for vein bodies (Shrinkage), and a cost of sulfuric acid of 82 [US\$/TonAc].

From analyzed business alternatives, in the ENAMI option the economic variables shows an utility of 42.16 [MMUS\$], total cost of 53.53 [MUS\$] with an investment of 10.77 [MMUS\$], with wich a NPV of 16.02 [MMUS\$], IRR of 55%, the capital return period is 2 [years] and the lifespan is 8 [years] while with the private association the utility is 41.97 [MMUS\$], total cost for Rafaela Mine of 39.41 [MMUS\$] with an investment of 10.49 [MMUS\$], a NPV of 16.21 [MMUS\$], IRR of 56%, the capital period return 2 [years] and the lifespan is 8 [years].

Note that in the present scenario the business is not profitable, this is due to the decline in copper prices and also currently the mine cost stands at 30 [US\$/Ton] with a mixed operation between Room and Pillar and Shrinkage Stopping and has been proposed that can drop to 15 [US\$/Ton] in Room and Pillar and 20 [US \$ / Ton] in Shrinkage Stopping.

The economic variables studied in this work shows a feasible business but very sensible to factors like acid consumption, copper price, mine cost and soluble copper grade.

Agradecimientos

Agradecer el privilegio de conocer a Don Jaime Silva, ex Director del Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile, uno de los padres de la minería en Chile y que ha marcado a innumerables ingenieros de nuestra escuela con sus valiosas enseñanzas.

A Don Fernando Silva, Ingeniero Civil en Minas de la Universidad de Chile, quien es un ejemplo de emprendimiento en el país y quien ha sabido llevar las riendas de Minera Rafaela de manera encomiable.

A mi amigo y colega José Ibarra, quien con su conocimiento del yacimiento aportó datos importantísimos para la realización de este trabajo.

A mis padres y hermanos, quienes siempre me han apoyado en todo cuanto he hecho.

A mi esposa e hijo, que son mi razón de vivir.

A Juanita, secretaria de la escuela de ingeniería, que siempre recordaré como una gran profesional y persona.

A mi fallecida hija, que no olvidaré aunque pasen los años.

Tabla de contenido

Capítulo I: Introducción	1
I.1 Descripción de la Faena	1
I.1.1 Historia.....	1
I.1.2 Ubicación.....	1
I.1.3 Clima y Vegetación.....	2
I.1.4 Geología.....	3
I.1.5 Minería del Sector.....	4
I.2 Objetivos	5
Capítulo II: Marco Teórico	6
II.1 Técnicas de estimación.....	6
II.1.1 Asignar media.....	6
II.1.2 Kriging.....	6
II.1.3 Decrecimiento cuadrático	7
II.2 Determinación ritmo óptimo	7
II.3 Descripción métodos de explotación.....	9
II.3.1 Shrinkage Stopping.....	9
II.3.2 Room and Pillar	13
Capítulo III: Estimación de recursos	17
III.1 Descripción geológica de testigos	17
III.2 Nivel de aguas subterráneas	19
III.3 Definición de estructuras.....	23
III.4 Recursos de óxidos.....	29
Capítulo IV: Selección Método de explotación	30
Capítulo V: Ritmo de explotación.....	32
V.1 Regla de Taylor	32
Capítulo VI: Diseño Minero.....	33
VI.1 Room and Pillar	33

VI.2 Shrinkage Stopping	35
Capítulo VII: Evaluación Económica	39
VII.1 Tarifa ENAMI	39
VII.2 Costo Planta	42
VII.3 Costo Mina	43
VII.4 Beneficio Venta ENAMI	45
VII.5 Beneficio Venta a privado	46
VII.6 Parámetros económicos del proyecto	47
VII.6.1 Venta a ENAMI	47
VII.6.2 Venta a privado	50
VII.7 Evaluación en el escenario actual	53
VII.7.1 Venta a ENAMI	54
VII.7.2 Venta a privado	56
Capítulo VIII: Conclusiones	58
Capítulo IX: Bibliografía	60
Capítulo X: Anexos	62
X.1 Plano interpolante	62
X.1.1 Ecuación del plano	62
X.1.2 Vetas rumbo Norte-Sur	62
X.1.3 Vetas rumbo Este-Oeste	63
X.1.4 Manto	63
X.1.5 Programa plano.m	65
X.2 Ubicación de puntos en el plano	67
X.2.1 De los datum WGS84 y PSAD56 en Chile	67
X.3 Definición de estructuras	70
X.3.1 Estructura 1	71
X.3.2 Estructura 2	72
X.3.3 Estructura 3	73

X.3.4 Estructura 4.....	75
X.3.5 Estructura 6.....	76
X.3.6 Estructura 7 y 8.....	77
X.3.7 Manto 1 Óxidos	78
X.3.8 Manto 2 Óxidos	82
X.3.9 Manto 3 Óxidos	83
X.4 Método de Nicholas.....	85
X.4.1 Método de Nicholas vetas	86
X.4.2 Método de Nicholas Mantos.....	88
X.5 Diseño Room and Pillar	90
X.6 Diseño Shrinkage Stopping	93
X.6.1 Dimensionamiento de caserones	93
X.6.2 Dimensionamientos de pilares.....	98
X.7 ENAMI como comprador.....	101
X.7.1 Plantas de ENAMI.....	102
X.7.2 Tarifa ENAMI	103
X.7.3 Precio del ácido	105
X.7.4 Costo Mina vs Ley de Corte.....	108
X.8 Costo del Flete.....	110
X.9 Resumen Sondajes.....	112
X.9.1 Sondaje DDH-08-006.....	113
X.9.2 Sondaje DDH-08-014.....	114
X.9.3 Sondaje DDH-08-023.....	115
X.9.4 Sondaje DDH-08-038.....	116
X.9.5 Sondaje EN-144-12	118
X.9.6 Sondaje EN-145-12	120
X.9.7 Sondaje EN-146-12	124
X.9.8 Sondaje EN-147-12	124

X.9.9 Sondaje EN-148-12	126
X.9.10 Sondaje EN-149-12	130
X.9.11 Sondaje EN-150-12	133
X.9.12 Sondaje EN-151-12	133
X.9.13 Sondaje EN-157-12	135
X.9.14 Sondaje EN-158-12	136
X.9.15 Sondaje EN-159-12	139

Abreviaturas

CuT	: Cobre total. Es la cantidad de cobre presente en la roca, medido en porcentaje de masa.
CuS	: Cobre soluble. Es la cantidad de cobre que es soluble en ácido sulfúrico y por tanto puede ser recuperado mediante el proceso de lixiviación en pilas. Los minerales de óxido de cobre como la malaquita, azurita, crisocola y porciones de cuprita y tenorita son ejemplos de minerales solubles en ácido sulfúrico.
CuIns	: Cobre insoluble. Es la cantidad de cobre que no se solubiliza al atacarlo con ácido sulfúrico y por lo tanto no puede ser recuperado mediante el proceso de lixiviación en pilas. En general se trata de menas de sulfuros de cobre, de las cuales puede ser extraído el cobre presente en ellas por procesos de flotación.
kgAc/kgCurec	: kilogramos de ácido sulfúrico consumido por kilogramo de cobre recuperado en el proceso de LIX-SX-EW.
MPa	: Unidad de presión Mega Pascales.
MMTon	: Millones de toneladas métricas.
MMUS\$: Millones de dólares estadounidenses.
Ton	: Tonelada métrica.
TMS	: Tonelada métrica seca.
Tpd	: Toneladas por día.
Tpm	: Toneladas por mes.
Tpa	: Toneladas por año.
g/Ton	: gramos por tonelada.
m	: unidad de longitud metro.
cUS\$: centavo de dólar estadounidense.
US\$/Ton	: Dólares por tonelada métrica.
\$: Peso chileno.
Lb	: Unidad de masa libra equivalente a 453,6 gramos.
CAC	: Consumo de ácido.

Capítulo I: Introducción

I.1 Descripción de la Faena

I.1.1 Historia

Las primeras labores en las pertenencias en que se encuentra mina Rafaela comienzan en los años 40, con explotación por medio de Room and Pillar y Sub Level Stopping. De estos sistemas de explotación existen labores antiguas que aún están presentes en la mina. Estas labores son pretéritas a las labores actuales y no están actualmente en explotación por no ser económicamente rentables. La mina fue constituida en 1945, desde ese entonces es explotada, pero es en 2005 cuando la adquiere Minera Rafaela. Actualmente se han explotado nuevas zonas con mineralización de sulfuros de alta ley.

La primera campaña de sondajes realizada está contenida en el Informe del 2001, esta campaña da cuenta de la geología presente en la zona, que está inserta en un muy bien conocido sector minero. La producción histórica, según los registros de ENAMI hasta el 2011 era de 200 [tpm] y 1,45 % de ley de cobre insoluble, más producción tratada en 2007 que no fue registrada debidamente. La mina desde ese año ha estado en constante expansión y por ello la producción en el año 2013 fue de 1.033 [tpm] y 2,2 % de ley de cobre insoluble. Usando el método Shrinkage Stopping con un costo de 30-40 [US\$/Ton], actualmente se están produciendo alrededor de 1.600 [tpm] con una ley similar promedio (2,3 % cobre insoluble), aunque se han alcanzado producciones de más de 1.700 [tpm] recientemente, pero falta para estabilizar más la producción y llegar a las 2.000 [tpm], que es la meta que se tiene como mina.

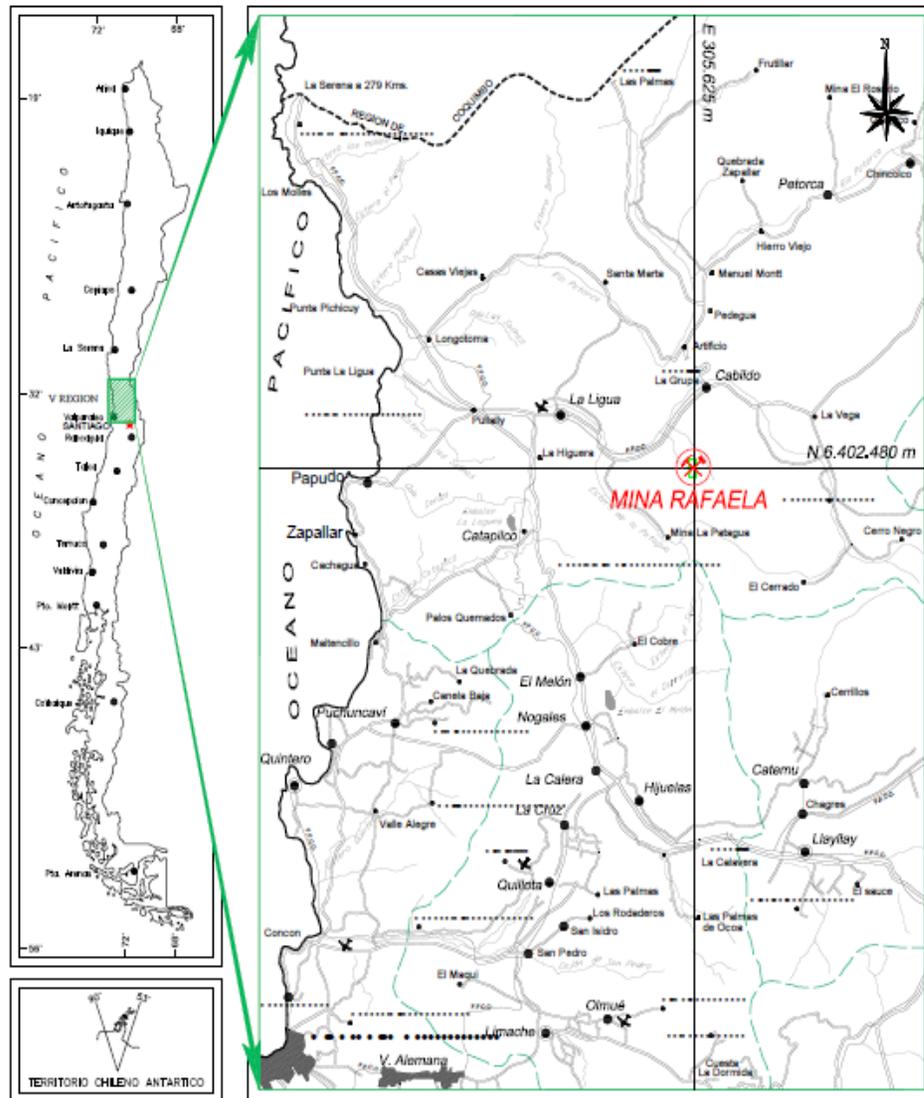
Existe un futuro auspicioso para la mina según los sondajes mina Rafaela del 2012 (1) que reportó la presencia de 123.078 [Ton] de recursos de minerales oxidados de cobre a una ley de 1,28% y 20,92 [g/ton] de plata. Cabe destacar que tal como se precisa en el informe, estos recursos están calculados tanto en base a sondajes efectuados por ENAMI en el año 2012, que están analizados por cobre soluble y cobre total como por sondajes realizados por minera Las Cenizas, que sólo están analizados por cobre total y se ha asimilado esta ley completamente a ley de cobre soluble, puesto que en la cota donde se cortan los minerales (desde 15 [m] hasta 25 [m] desde superficie aproximadamente) se tiene mínima presencia de minerales de tipo sulfuros (leyes menores a 0,1%). Por otra parte se identifican 78.962 [ton] de mineral de sulfuro de cobre a una ley de 1,50% cobre insoluble y 12,60 [g/ton] de plata. Por ello ha surgido la necesidad de estudiar el método de extracción para los importantes recursos de mineral oxidado de cobre, que es el objeto de esta memoria.

I.1.2 Ubicación

Mina Rafaela se ubica en la Cordillera de la Costa en la región de Valparaíso, provincia de Petorca, comuna de Cabildo y está a unos 4,7 [Km] al sur de Cabildo. Para llegar a ella hay que adentrarse 3,5 km por un camino pavimentado hasta la localidad de Peña Blanca y luego por un camino de tierra que se encuentra en buenas condiciones unos 14 [km] por la quebrada del Cobre. Su posición en coordenadas UTM (WGS84) es:

Norte : 6.402.080 metros
Este : 305.330 metros
Cota : 779 m.s.n.m.

Ilustración 1: Ubicación Mina Rafaela



MAPA DE UBICACION
MINA RAFAELA

V REGION - PROVINCIA DE PETORCA - COMUNA DE LA LIGUA

La ubicación de la mina por tanto se puede calificar de favorable, ya que está a una baja altura y los accesos son expeditos. La faena se conecta con la carretera Panamericana Norte lo cual hace posible viajar desde Santiago hacia la mina en unas dos horas aproximadamente.

I.1.3 Clima y Vegetación

El clima es del tipo templado cálido con lluvias estacionales con precipitaciones que en promedio no exceden los 400 [mm] anuales y temperaturas medias anuales de 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, de modo que en un año normal, la

producción no debe ser detenida en ningún momento del año por razones de clima, la vegetación es preferentemente del tipo matorrales arborescentes característicos de la zona.

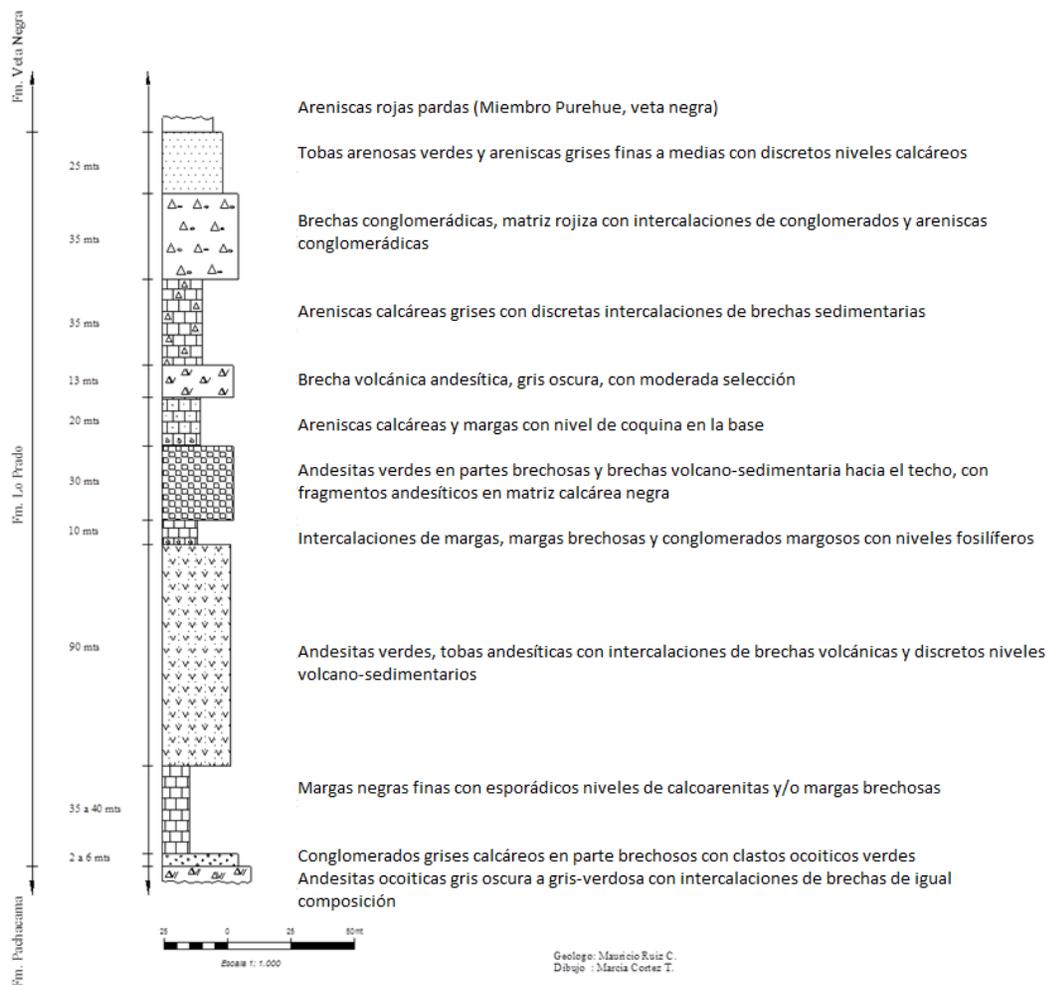
I.1.4 Geología

La región en que se encuentra mina Rafaela corresponde 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: corresponde a la cordillera principal, y está conformado por unidades mesocenoicas, en general, del Jurásico Superior al Mioceno.

El yacimiento se encuentra en la base de la Formación Lo Prado.

Ilustración 2: Formación Lo Prado



La mineralización es del tipo estratoligado; están presentes rocas volcánicas principalmente andesitas, tobas y brechas, así como rocas sedimentarias, principalmente calizas de grano fino y de color gris oscuro a negro.

Un aspecto geológico importante es que la mineralización se da en las zonas de contacto entre estratos calizos y andesíticos. Esto se debe a que en ese sector se dan las condiciones fisicoquímicas y termodinámicas para que una estructura pueda penetrar y generar una aureola mineralizada importante. Según lo que se ha reportado por datos de producción de minera Rafaela, esta aureola no debiese tener más de 10 metros de radio (no existe evidencia de lo contrario) y hay un mayor volumen mineralizado en la andesita que en la caliza, sin embargo las leyes más altas se encuentran en el estrato calizo. Las leyes van decreciendo a medida que nos alejamos de la estructura mineralizante (subvertical) que en general tiene alta presencia de calcita con mayor o menor presencia de pirita, calcopirita, bornita y calcosina. Para el caso de niveles más someros (óxidos), en general se observan las mismas estructuras, pero con mayor meteorización, lo que hace que sólo se manifieste como una salbanda de aspecto descompuesto. El óxido presente por excelencia es la malaquita, debido a la roca huésped calcárea y en menor medida azurita; los sulfuros son la bornita, calcosina y calcopirita.

En el sector existen diversas minas que son antiguas y en general son propiedad de Minera Las Cenizas, así que en la zona básicamente se explotan los mismos mantos (o vetas) pero a distintas cotas. Existe, por otra parte, un conjunto de fallas que desplazan tanto en dirección vertical como horizontal la mineralización de una mina con respecto a la otra.

La geología regional es simple. Tenemos estratos monoclinales que en general mantean 20°-30° al Este y de rumbo prácticamente Norte-Sur. Sin embargo cuando llegamos a la zona mineralizada se complica bastante la geología, puesto que se producen plegamientos, deslizamientos, y todo tipo de eventos geológicos. De hecho, dada la complejidad de los fenómenos no se puede más que apostar con buenos argumentos (geología, muestreo, sondajes, etc.) que se va a encontrar un sector de interés en algún lugar, pero saberlo a ciencia cierta con antelación es imposible (muy costoso).

I.1.5 Minería del Sector

El lugar donde se encuentra Minera Rafaela está densamente poblado de concesiones de explotación y exploración. La mayoría de las minas aledañas son de propiedad de Minera Las Cenizas; estas minas están hace largo tiempo en explotación y por tanto existe información sobre ellas, aunque esta información no necesariamente es fácil de obtener. En el sector existen tanto pertenencias antiguas (código 1932) como nuevas, por lo cual se dan situaciones de superposición de propiedades como en el caso de Rafaela, que comparte parte de su propiedad con la mina Margarita.

I.2 Objetivos

El objetivo del presente trabajo es recolectar la información necesaria para estimar la cantidad total de recursos de óxidos existentes en Minera Rafaela, proponer métodos de explotación para ellos y evaluar su factibilidad de procesamiento. Para la estimación de recursos se cuenta con información de labores cercanas que están actualmente explotando óxidos, información de sondajes y afloramientos en distintas partes de la pertenencia.

En total se tienen 2.220 [m] de sondajes, de los cuales 1.886 [m] están distribuidos en 14 sondajes superficiales en distintos lugares de la pertenencia y 334 [m] están distribuidos en 9 sondajes interior mina. Además de esta información, se cuenta con labores en superficie, geología de superficie y un conocimiento bastante acabado de la geología interior mina que se ha ido generando mediante la explotación; se tienen sectores donde se han explotado óxidos y donde se ha encontrado la transición óxido-sulfuro con claridad.

El análisis de recursos se hace teniendo en cuenta la geología del sector, que es bien conocida por ser de carácter mantiforme, de rumbo NS y manto de 20°-30° Este, con intercalaciones de estratos sedimentarios y volcánicos. Los mantos se ven cortados por estructuras subverticales que se explotan en las distintas minas del sector, ya que el manto tiene un área de mayor mineralización en torno a estas estructuras. Siendo así, hay un control estructural muy importante en el sector que es considerado en este trabajo para la estimación de recursos.

La mina Peumo, propiedad que está a una distancia de 500 [m] de mina Rafaela, explota las mismas vetas que minera Rafaela, existiendo entre estas dos mensuras una falla dextral que desplaza las vetas. Este hecho ya se había considerado para la estimación de recursos de minerales sulfurados, y se incluye aquí una ubicación de minerales oxidados que considera un nivel de aguas subterráneas desde los 60 [m] hasta los 70 [m] bajo el nivel de la topografía actual, bajo ese nivel existe una zona de minerales mixtos para luego pasar a sulfuros.

Se proponen aquí métodos de explotación para los distintos cuerpos definidos, lo cual da origen al negocio minero, donde se analizan las opciones de venta a ENAMI, y también la venta a minera privada cercana, con la cual se venderán directamente cátodos de cobre al mercado internacional y luego de descontar del valor de venta el costo planta y mina se distribuirá esta utilidad en un 50% para minera Rafaela y 50% para el privado.

Capítulo II: Marco Teórico

II.1 Técnicas de estimación

En el ámbito minero, lo más ocupado para estimación de recursos es el método de Kriging. Este método está ampliamente probado en la industria y progresivamente ha ido sustituyendo a otros métodos existentes (inverso del cuadrado de la distancia, polígono de influencia, vecino más cercano, etc.) Esto es porque en general el Kriging tiene un sentido físico, que es ponderar los datos según el vector de separación que existe entre ellos, pudiendo así dar distintas ponderaciones a las componentes de los ejes elegidos como principales según el estudio variográfico.

En realidad, cuando la información acerca de las leyes es “densa”, es decir, si se tienen muchos datos, cualquier método de estimación aproxima bien las leyes faltantes, pero si no se tienen muchos datos hay que cuestionar bastante tanto la continuidad de las variables (direcciones principales) como la técnica de estimación a usar. Lo mismo sucede si el yacimiento no es del tipo diseminado, donde hay una cierta roca huésped que es mineralizada en toda su extensión por algún proceso geológico. En el caso nuestro, que se tienen vetas, y estructuras mineralizantes muy puntuales, aunque se tengan muchos datos, es difícil proyectar qué pasa en las vecindades de los datos existentes si no se tiene un conocimiento geológico que asocie los datos a estructuras mineralizantes.

II.1.1 Asignar media

Aunque asignar un valor medio a toda la estructura parece un proceso muy rudimentario, la verdad es que esto es una inmejorable primera aproximación para determinar recursos. La ventaja de este método es que no requiere mucho análisis, simplemente asegurarse de que todos los datos que se tengan pertenezcan a la misma estructura y dar una influencia a cada dato de acuerdo a su soporte. La mayor desventaja que posee este método es que no permite de ninguna manera conocer la distribución de leyes dentro de la estructura. Esto quiere decir para efectos prácticos que no se pueden guiar labores ni nuevos sondeos mediante este método por sí solo, sino que debemos confiar más en la geología del sector para este efecto; pero usada la asignación de medias en conjunto con un buen conocimiento geológico del sector genera un resultado confiable en el sentido estructural para yacimientos de tipo vetas y/o mantos.

II.1.2 Kriging

El método de Kriging simple requiere construir un variograma, ya que supone que la variable en estudio es una variable regionalizada. Esto no siempre es fácil ni certero puesto que el variograma es más confiable a medida que se tienen datos equiespaciados, ya que si se tienen pocos datos en realidad el método de Kriging es poco confiable y además innecesario pues con datos lejanos, Kriging simplemente asigna una media, ya que el peso estadístico de los datos que se tienen es tan bajo que el método prefiere asignar la media. Si se tuviesen más datos y se pudiera aplicar el método, hay que tener en cuenta que el método de Kriging simple es más estable que el de Kriging ordinario porque la media se supone conocida y en último caso es la media la que se asigna, no como en el método de Kriging ordinario, en el cual esto se ve reflejado en asignar algo cercano a la media (que no siempre se logra) y cargar un peso extra a la variable de optimización. Lo más sensato en consecuencia es no ocupar este método y dejarlo para cuando la cantidad de datos existentes sea mayor.

II.1.3 Decrecimiento cuadrático

El método de decrecimiento cuadrático de las leyes es el método ocupado por ENAMI en su informe de 2012 (1). Este método consiste simplemente en que la ponderación del dato se va haciendo decaer a medida como nos alejamos de él. Este método es más estable que los métodos de Kriging y más fácil de implementar, pero tiene un importante problema físico, ya que en el caso de mantos y vetas el peso estadístico de un dato no decrece en todas las direcciones de la misma manera (omnidireccional) como se supone en este método. Se tienen estructuras que tienen un cierto rumbo y manto donde preferencialmente se dan las más altas leyes. Una solución a esto – que también es usada para el Kriging- es ponderar el vector distancia por una matriz (matriz de rotación) y luego por otra matriz (matriz de alcances) (2), soslayando así la dificultad presentada y dando una dirección de menor variación. El problema es que esto en general no está implementado en los softwares y habría que probar bastante para dar con la matriz de alcances que introduciría un problema en el método que se vuelve poco estable a distancias cortas.

Para rotar los datos se ocupara la siguiente matriz:

$$R = \begin{bmatrix} \cos(\alpha)\cos(\phi) & \sin(\alpha)\cos(\phi) & \sin(\phi) \\ -\sin(\alpha) & \cos(\alpha) & 0 \\ -\cos(\alpha)\sin(\phi) & -\sin(\alpha)\sin(\phi) & \cos(\alpha) \end{bmatrix}$$

Donde:

α : ángulo de rotación en la dirección XY

ϕ : ángulo de rotación en ZX

Y para ponderar las componentes del vector distancia se ocupa:

$$T = \begin{bmatrix} \frac{1}{a_x} & 0 & 0 \\ 0 & \frac{1}{a_y} & 0 \\ 0 & 0 & \frac{1}{a_z} \end{bmatrix}$$

Luego se tendría que:

$$|h| = TRh$$

II.2 Determinación ritmo óptimo

La primera fórmula empírica para la determinación del ritmo óptimo de producción (ROP) y/o vida óptima de producción (VOE) es la regla de Taylor (1976) (3). Esta fórmula infiere el ROP y/o VOE a partir de las reservas que se consideran explotables dentro de un yacimiento. Las fórmulas originales propuestas por Taylor son:

$$VOE(\text{años}) = 6,5 \cdot (\text{Reservas (millones de Ton)})^{0,75} \cdot (1 \pm 0,2)$$
$$ROP \left(\frac{MMton}{\text{año}} \right) = 0,25 \cdot (\text{Reservas(millones de Ton)})^{0,75} \cdot (1 \pm 0,2)$$

El ingeniero canadiense Brian Mackenzie en 1982 propuso fórmulas similares a las anteriores, pero distinguiendo el método de explotación empleado e incluso el intervalo de producciones en que son aplicables:

- a) Minas subterráneas

$$ROP (tpa) = 4,22 (Reservas[ton])^{0,756}$$

Límites de aplicación:

$$50.000 [tpa] < \text{Ritmo anual} < 6.000.000 [tpa]$$

- b) Minas a cielo abierto:

$$ROP (tpa) = 5,63 (Reservas[ton])^{0,756}$$

Límites de aplicación:

$$200.000 [tpa] < \text{Ritmo anual de estéril + mineral} < 60.000.000 [tpa]$$

$$50.000 [tpa] < \text{Ritmo anual de mineral} < 30.000.000 [tpa]$$

Esta metodología está basada en las observaciones empíricas de los autores, y se ajusta bien a la realidad de minas existentes en todo el mundo.

II.3 Descripción métodos de explotación

II.3.1 Shrinkage Stopping

El Shrinkage Stopping se aplica a cuerpos subverticales, extrayendo el mineral en cortes horizontales sucesivos desde abajo hacia arriba, y utilizando parte del mineral quebrado como piso de trabajo, esto es, se extrae solo el esponjamiento del mineral quebrado (alrededor del 40 % del mineral quebrado), lo que lleva a que una cantidad importante de mineral se deja en la labor hasta el final de la explotación, momento en el cual se vacía el caserón.

II.3.1.1 Condiciones de aplicación

Se aplica a cuerpos tabulares subverticales (vetas) de espesor variable con límites del cuerpo que idealmente deben ser regulares, pero aun con límites irregulares tiene una buena selectividad. La inclinación del cuerpo debe ser superior al ángulo de reposo del material quebrado presente en el caserón, esto es, mayor a 55°. La roca caja debe tener también buenas condiciones de estabilidad.

II.3.1.2 Principios

Consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente (realce) partiendo de la base del caserón.

Una proporción del mineral quebrado, equivalente al aumento de volumen o esponjamiento (30 a 50 %), es extraída continuamente por la base. El resto queda almacenado en el caserón, de modo de servir como piso de trabajo para la operación de arranque (perforación y tronadura) como asimismo de soporte de las paredes del caserón.

Cuando el proceso de arranque alcanza el límite pre-establecido superior del caserón, cesan las operaciones de perforación y tronadura, y se inicia el vaciado del caserón extrayendo el mineral que ha permanecido almacenado.

Los pilares y puentes de mineral que separan los caserones por lo general son recuperados con posterioridad.

II.3.1.3 Desarrollos

El método requiere conocer la regularidad y los límites del cuerpo mineralizado. Para ello, se construyen dos niveles horizontales separados verticalmente, estas labores permiten definir la continuidad de la veta y determinar la regularidad en el espesor de la misma.

A esto, se agrega una o más chimeneas, las que permiten definir la continuidad vertical, facilitan la ventilación y permiten el acceso del personal y equipos.

El desarrollo en general consiste en la creación de puntos de extracción en la base del cuerpo cada cierta distancia (1-10 [m]), pudiendo instalar chutes en estos puntos para controlar mejor el esponjamiento. Si existen problemas de estabilidad, se genera una galería que sea paralela a la base del cuerpo (del lado de la caja yacente) y luego se hacen estocadas de extracción hacia la base del cuerpo (cada 7-10 [m]). En el caso de cuerpos de mayor potencia, se hacen dos galerías de base y se construyen embudos.

II.3.1.4 Arranque

Para la perforación se usan en general máquinas manuales de tipo Jack-Leg con barras integrales, aunque pueden también emplearse equipos más grandes de tipo wagon drill o jumbos. Los tiros pueden ser horizontales (1,6 a 4,0 [m]) o verticales (1,6 a 3,2 [m]) con diámetros típicos de 32 a 38 [mm].

La tronadura se realiza con ANFO e iniciación no eléctrica, y para lugares donde exista mayor presencia de agua u otro factor adverso, se pueden ocupar hidrogeles, emulsiones, etc.

II.3.1.5 Manejo de mineral

El sistema tradicional o más antiguo consiste en el carguío directo del esponjamiento por el nivel de extracción mediante pequeños carros de ferrocarril y buzones instalados en la base de los embudos recolectores, pero se pueden también ocupar equipos LHD y Dumper para su traslado, pudiendo así cambiar rápidamente de lugar de extracción.

Es necesario nivelar el piso para seguir perforando después de cada tronada, dentro del caserón, para lo que se pueden utilizar slushers, LHD pequeños o simplemente palas y realizar el trabajo manualmente.

Después de tronar y extraer cada tajada vertical, se deben subir los accesos (fortificación de accesos con madera).

Entre los sistemas de carguío y transporte en el nivel de extracción, también se pueden encontrar palas de arrastre (scrapers) descargando directamente a carros de ferrocarril o camiones y equipos LHD saliendo directamente a superficie, o en combinación con piques de traspaso cortos, ferrocarril o camiones, y rampas o piques de extracción.

II.3.1.6 Ventilación

El frente de trabajo se ventila inyectando aire desde la galería de transporte ubicada en la base a través de la chimenea de acceso emplazada en uno de los pilares que flanquean el caserón.

El aire viciado se extrae hacia el nivel superior por la chimenea emplazada en el otro pilar correspondiente al caserón vecino.

II.3.1.7 Fortificación

Si tanto la roca caja como el mineral tienen una buena estabilidad hay poca necesidad de fortificación, y basta con acuñar de buena manera y de ser necesario un apenado parcial o sistemático de las paredes del caserón.

En situaciones de mayor inestabilidad se colocan pernos y malla de acero, o incluso shotcrete.

II.3.1.8 Vaciado

Para el vaciado del caserón es fundamental que ya se haya terminado toda labor en su interior y que el material presente en el caserón no se pegue por causa de cementación, oxidación, humedad, etc. Estos factores pueden generar peligrosas colgaduras que deben ser destruidas mediante el uso de agua, explosivos o a mano, lo que conlleva problemas evidentes de seguridad.

II.3.1.9 Comentarios

- Este método puede llegar a ser bastante productivo si se tienen varios caserones en operación, unos en etapa de vaciado y otros con el retiro de sólo el esponjamiento. Esto hace que se pueda generar un flujo de mineral relativamente constante a pesar de que para un caserón se deja alrededor del 60-70 % de mineral para la etapa de vaciado
- Es un método que bien aplicado es igualmente seguro que cualquier otro.
- Si el método se aplica a una minería a mayor escala que la artesanal, se puede, mediante la operación de varios caserones uniformar el flujo de mineral que va a planta, pudiendo así generar flujos de caja constantes en el tiempo.

II.3.1.10 Parámetros

- Características del mineral: mineral competente, que no se oxide ni cemente, bajo en arcillas
- Características de roca de caja: competente a moderadamente competente
- Forma del depósito: subvertical
- Tamaño:
 - Angosto a moderado espesor (1 a 30 [m])
 - Largo: 10 [m] en adelante
- Ley: moderada a alta

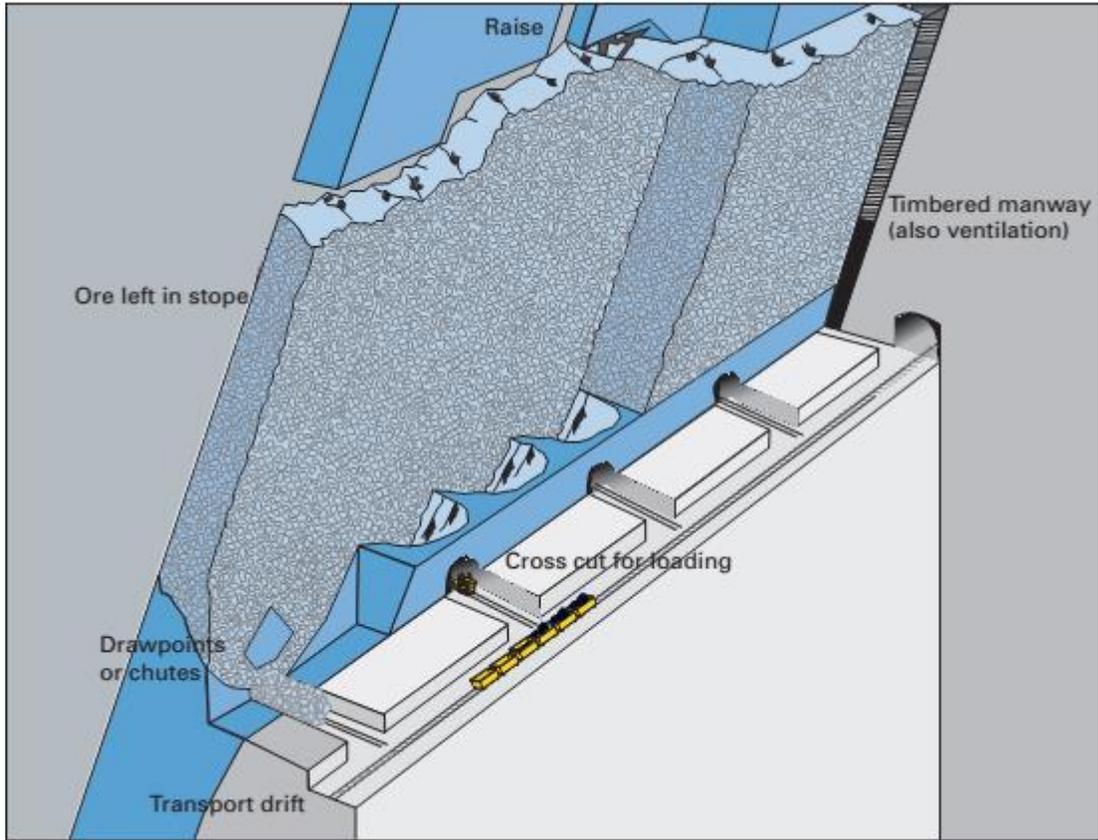
II.3.1.11 Ventajas

- Tasas de producción pequeñas a medianas
- Vaciado del caserón por gravedad
- Método simple
- Capital bajo, algo de mecanización posible
- Soporte de mineral y paredes mínimo
- Desarrollos moderados
- Buena recuperación (75 a 100%)
- Baja dilución (10 a 25%)
- Buena Selectividad

II.3.1.12 Desventajas

- Aproximadamente 60% del mineral “preso” dentro del caserón hasta el final
- Posibles Colgaduras
- Pérdida del caserón en vaciado si no se hace con cuidado

Ilustración 3: Método Shrinkage Stopping



Fuente Imagen: © Atlas Copco Rock Drills AB,2000

II.3.2 Room and Pillar

Mediante este método se explotaban 60% de las minas subterráneas de minerales distintos al carbón en Estados Unidos en los años 80 y el 90% de las minas de carbón. El método posee una variante denominada Stope and Pillar. Este método de explotación es el único aplicable en el caso de yacimientos tabulares horizontales o sub-horizontales, con inclinaciones de hasta 30°. Se trata, por lo general, de depósitos estratificados de origen sedimentario.

II.3.2.1 Principio

Consiste en lo esencial en excavar lo más posible el cuerpo mineralizado dejando pilares de mineral que permiten sostener el techo de material estéril. Las dimensiones de los caserones y de los pilares depende de la mayor o menor competencia de la roca sobrepuesta (estabilidad del techo) y también de la roca mineralizada (estabilidad de los pilares), como asimismo del espesor del manto y de las presiones existentes.

Por lo general los pilares se distribuyen en una disposición o arreglo lo más regular posible, y pueden tener una sección circular, cuadrada o rectangular semejando un muro. Los caserones abiertos tienen forma rectangular o cuadrada.

Al término de la explotación de un área determinada es posible recuperar, al menos parcialmente, un cierto porcentaje de los pilares, dependiendo del valor del mineral que se está extrayendo.

El control de leyes es primordial (más importante que diseño minero y ventilación): resulta en un diseño ad-hoc, irregular, con pilares de baja ley no recuperables. Se puede trabajar a frente completa (full face slicing) o por tajadas (multiple slicing) dependiendo de la calidad de la roca. En la explotación por tajadas se saca primero la parte superior y luego se banca y saca la parte inferior, lo que permite la explotación simultánea de ambas frentes.

II.3.2.2 Desarrollos

En los cuerpos mineralizados de inclinación cercana a la horizontal, se requieren mínimos desarrollos previos a la explotación propiamente tal. Casi siempre es posible utilizar como vías de acceso y transporte del mineral los mismos caserones ya explotados.

En el caso de cuerpos de mayor inclinación, donde las pendientes no permiten la circulación de los equipos de carguío y transporte sobre neumáticos, es necesario desarrollar con anterioridad niveles horizontales, espaciados regularmente según la línea de máxima pendiente y orientados según el rumbo del manto.

Tales niveles se pueden comunicar entre sí mediante rampas, o también se pueden habilitar piques de traspaso cortos que conducen el mineral a un nivel de transporte principal horizontal emplazado bajo el manto.

II.3.2.3 Arranque

La perforación y tronadura de producción se realiza según las prácticas habituales que se aplican en el avance de túneles y/o galerías.

Dependiendo del espesor del manto, vale decir, del espacio disponible, el nivel de mecanización que es posible utilizar incluye desde perforación manual hasta jumbos de gran tamaño.

En presencia de mantos de gran potencia la operación de arranque se realiza en dos etapas:

1. Se extrae la parte superior del manto según la modalidad antes indicada
2. Luego se recupera la tajada inferior mediante una operación de banqueo como en una mina a cielo abierto.

Dependiendo de la inclinación del manto, se utilizan equipos montados sobre neumáticos o sobre orugas.

II.3.2.4 Carguío y transporte

El mineral tronado se carga directamente en los frentes de trabajo, de preferencia con equipos cargadores diésel montados sobre neumáticos.

El espesor del manto, las dimensiones de los espacios y de los accesos disponibles, y la capacidad productiva de la faena, determinan el nivel de mecanización que es posible utilizar.

En mantos de gran potencia, sin problemas de espacio, se usan cargadores frontales y camiones normales. Con restricciones de espacio, se prefieren los cargadores LHD conjuntamente con camiones especiales de bajo perfil.

II.3.2.5 Ventilación

La gran extensión horizontal que pueden alcanzar los laboreos y el uso intensivo de equipo diésel, hacen necesario implantar un sistema de ventilación que puede llegar a ser bastante complejo.

En la mayoría de los casos resulta indispensable instalar sistemas de ventilación secundaria, utilizando ductos y ventiladores auxiliares ubicados en las proximidades de los frentes de trabajo.

II.3.2.6 Fortificación

Los yacimientos estratificados requieren un riguroso control de la estabilidad del techo, el riesgo de derrumbes o desplomes de material está siempre presente. De ser necesario se recurre por lo general al apernado sistemático del techo.

También es posible reforzar o fortificar los pilares, mediante pernos, cables e incluso un enzunchado de cintas metálicas.

II.3.2.7 Comentarios

En mantos de un espesor importante y de inclinación cercana a la horizontal, el método por room and pillar puede adoptar un alto grado de mecanización, operacionalmente muy eficiente y con una alta capacidad productiva.

La disposición y diseño de las labores es bastante simple y esquemática, permitiendo con facilidad el desarrollo simultáneo de diferentes áreas productivas. No requiere de grandes inversiones en desarrollos de preproducción.

Permite una explotación selectiva, dado que siempre existe la posibilidad de dejar como pilares los sectores de más baja ley.

La recuperación del yacimiento es uno de los puntos débiles de este método. Una proporción importante del mineral necesariamente debe dejarse como pilares.

En cuanto a la dilución, se puede manejar en un nivel muy bajo, controlando la estabilidad del techo y la correcta ejecución de los diagramas de disparo.

II.3.2.8 Características

En resumen, las características del método son:

- Método productivo, fácil de mecanizar y simple de diseñar.
- Se usa en depósitos horizontales o sub-horizontales (hasta 30°) en roca razonablemente competente y espesores de 2 a 6 [m] en carbón, sal, potasio, calizas y otros. En algunos casos pueden considerarse mantos de mayor potencia.
- Consideraciones de diseño:
 - Estabilidad del techo
 - Resistencia de los pilares
 - Espesor del depósito
 - Profundidad de la mina
- Objetivo: extraer la cantidad máxima de mineral compatible con condiciones seguras de explotación.
- Pilares pueden recuperarse:
 - Relleno (backfill) en minas no de carbón
 - Retroceso (retreat mining) en minas de carbón, permitiendo subsidencia

II.3.2.9 Diseño de Pilares

La metodología más simple de diseño de pilares supone que el esfuerzo en el pilar está distribuido uniformemente y que es igual al esfuerzo geostático vertical original, dividido por la razón entre el área del pilar y el área original (tributaria). El fallamiento ocurre cuando este esfuerzo excede la resistencia a la compresión del pilar de roca.

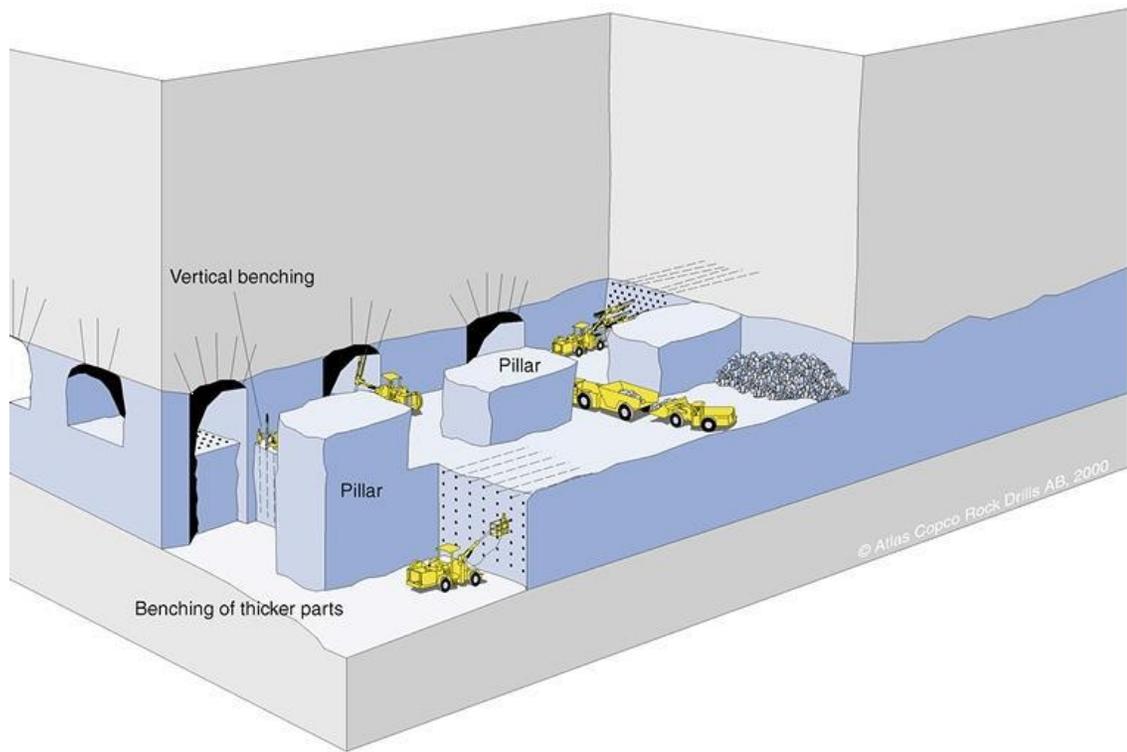
Esta aproximación no considera:

- Extensión y profundidad del área explotada
- Componente del esfuerzo paralelo al estrato
- Propiedades de deformación del pilar, techo y suelo
- Posición de pilares en el área explotada

La resistencia del pilar se calcula a partir de las características geométricas (ancho y alto) y de test de laboratorio o estudios estadísticos empíricos.

Normalmente en la explotación, se separan zonas dejando muros entre ellas

Ilustración 4: Método Room and Pillar



Fuente Imagen: © Atlas Copco Rock Drills AB,2000

Capítulo III: Estimación de recursos

III.1 Descripción geológica de testigos

Este es un trabajo delicado, y hay que hacerlo metro a metro, ya que levantar la información geológica es muy importante para la posterior interpretación. El trabajo se hizo con el Ingeniero Jaime Silva, quien tiene una vasta experiencia en petrografía. Se hizo una pauta de descripción estándar, la cual se iba llenando metro a metro. Por supuesto, como la geología del sector no es tan complicada, existen lugares donde muchos metros de sondajes tienen la misma descripción o se presentan pequeñas variantes en muchos metros de sondajes.

Tabla 1: Pauta de Descripción

Desde	Hasta	Ley	Descripción
0	0.6		Caliza pardo-amarillenta meteorizada, testigo a trozos
0.6	4.2		Caliza negra matriz carbonosa con escasas guías de calcita sin sulfuros

Los sondajes descritos como mena de óxidos se mandaron a analizar por cobre total, cobre soluble y consumo de ácido, ya que estas variables son igual de importantes a la hora de calcular el valor económico de los recursos presentes. Para el sector en que se encuentra mina Rafaela en general se tienen rocas con alto contenido calcáreo que provienen de procesos sedimentarios, variando en general las secuencias sedimentarias entre Areniscas de grano fino, Areniscas brechosas y calizas francas carbonosas. Por ende el consumo de ácido es en general alto, esto es, de unos 100 a 400 $\left[\frac{\text{Kg ácido}}{\text{Ton mineral}} \right]$.

La campaña de ENAMI del 2012 consta de 1100 metros de sondaje, los cuales son resumidos en la siguiente tabla:

Tabla 2: Resumen de Sondajes ENAMI 2012

Sondaje	Este	Norte	Cota	Azimut	Inclinación	Largo
EN-144-12	305710	6402197	946.68	0	-90	30.45
EN-145-12	305508	6402858	893.18	0	-90	185.7
EN-146-12	305505	6402855	893.28	240	-35	27.7
EN-147-12	305506	6402856	893.27	70	-30	51.6
EN-148-12	305568	6402343	861.82	92	-30	117.85
EN-149-12	305567	6402343	861.62	160	-30	83.3
EN-150-12	305539	6402529	770	86	-7	175.2
EN-151-12	305539	6402529	770	90	+20	35.55
EN-157-12	305740	6402346	935	270	-75	155.7
EN-158-12	305632	6402704	911.01	231	-60	91.1
EN-159-12	305646	6402430	736.37	78	33	41.7
Morro-1	305588	6402729	914.45	0	-90	104.3

Debido a las políticas de ENAMI, los sondajes estaban guardados en la Planta Delta, cerca de La Serena, así que se fueron a buscar allá. Cada caja contiene 4 metros de sondaje y en total son 261 cajas, estas cajas se trajeron y se describieron los sondajes caja por caja.

Si bien ENAMI ya tenía descritos los testigos, era necesario contrastar la información que obtuviéramos nosotros con la de ellos, para evitar tener una visión errada de la geología de la zona, y poder interpretar de mejor manera el cuerpo mineralizado en los sectores donde existe mineralización.

Para la definición de estructuras se ha tomado tanto información de la mina como información de minas aledañas (Carmen, Peumo) y mediante este análisis se puede aventurar qué tipo de estructuras es, si un manto, una veta o una combinación de ambas.

La definición de estructuras presentes se debe hacer mediante el conocimiento de la geología de la zona extrapolando el plano que mejor se adapta a los datos presentes. Una vez que se tiene eso, podemos pensar en darle forma al cuerpo.

III.2 Nivel de aguas subterráneas

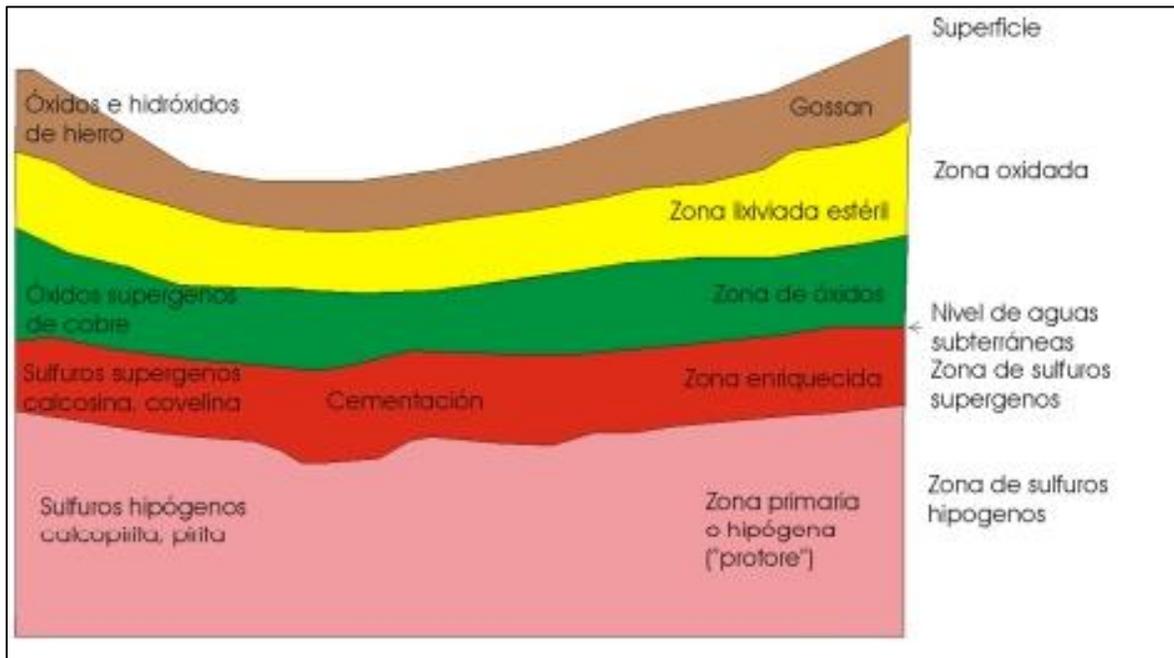
Como es sabido, los procesos supérgenos alteran la mineralogía de los cuerpos mineralizados de origen hidrotermal enriqueciendo su contenido de cobre, plata u oro. La zona de oxidación alcanza al nivel de aguas subterráneas, y por ende su posición inferior es controlada por el nivel de aguas subterráneas. En la zona oxidada los minerales sulfurados hipógenos son destruidos y las menas modificadas significativamente.

Bajo la zona lixiviada estéril se forman nuevos minerales oxidados por reacción de cationes metálicos en solución con aniones tales como carbonato (Ej. Malaquita) y silicato (crisocola). En esta zona, dada la presencia de carbonatos (calizas principalmente), se tiene presencia importante de malaquita más que otro mineral oxidado de cobre.

El desarrollo de la zona de minerales oxidados depende de la eficiencia del proceso de lixiviación, es decir la remoción en solución de los constituyentes de una roca o cuerpo mineralizado por la acción de aguas percolantes. Si la lixiviación ha sido muy eficiente no se formará un volumen importante de óxidos, mientras que si no ha sido tan eficiente puede formarse un volumen mayor de óxidos. Uno de los factores más relevantes que determinan la eficiencia de la lixiviación es la capacidad mineralógica hipógena para generar soluciones ácidas al reaccionar con aguas meteóricas. Para este proceso la presencia de piritita es fundamental para generar ácido sulfúrico para el proceso de lixiviación de rocas hipógenas.

Bajo el nivel de aguas subterráneas el oxígeno está prácticamente ausente y se tiene un ambiente reductor, donde se forman sulfuros de cobre, que en esta zona son principalmente calcopirita y bornita.

Ilustración 5: perfil supérgeno típico de depósito con mineralización primaria de calcopirita, pirita y cuarzo



Para el caso de mina Rafaela, se tienen datos en varios puntos de la mina que indican un nivel de aguas subterráneas que va desde los 60 [m] a los 70 [m] de profundidad, que es la zona de minerales mixtos; sobre esa zona se tienen minerales oxidados, y bajo ella minerales sulfurados.

Ilustración 6: Nivel de aguas subterráneas según datos de chimenea de ventilación (gris), sondaje EN-148 y Nivel mina antigua 779 (verde). NAS entre las dos líneas azules.

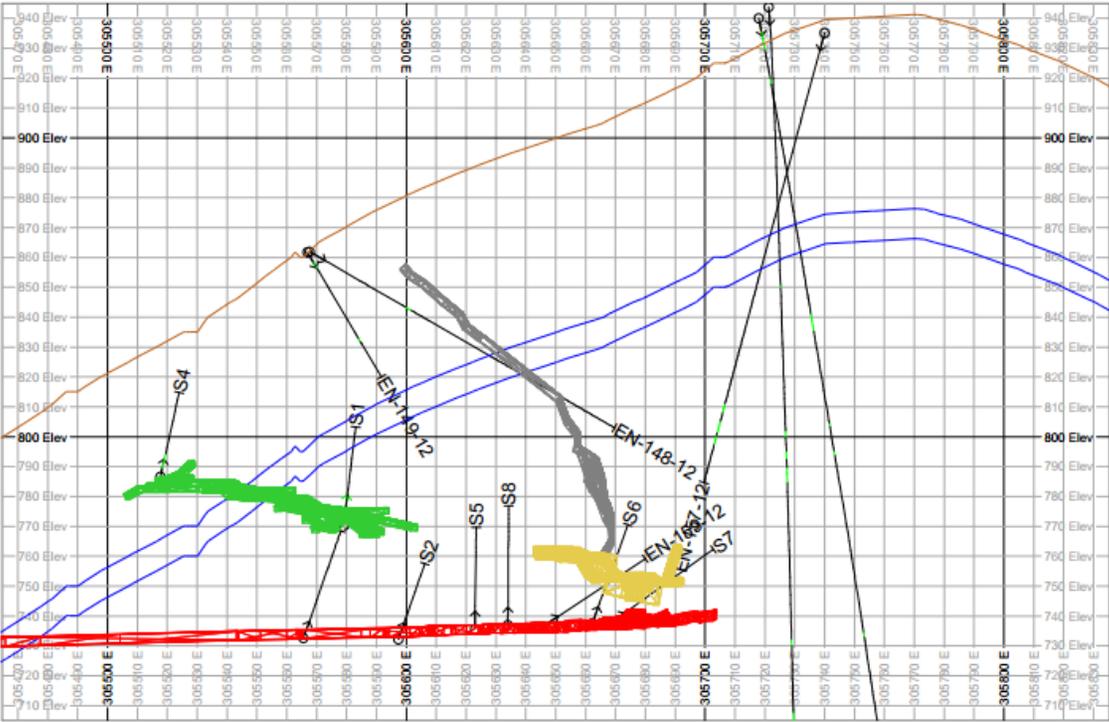
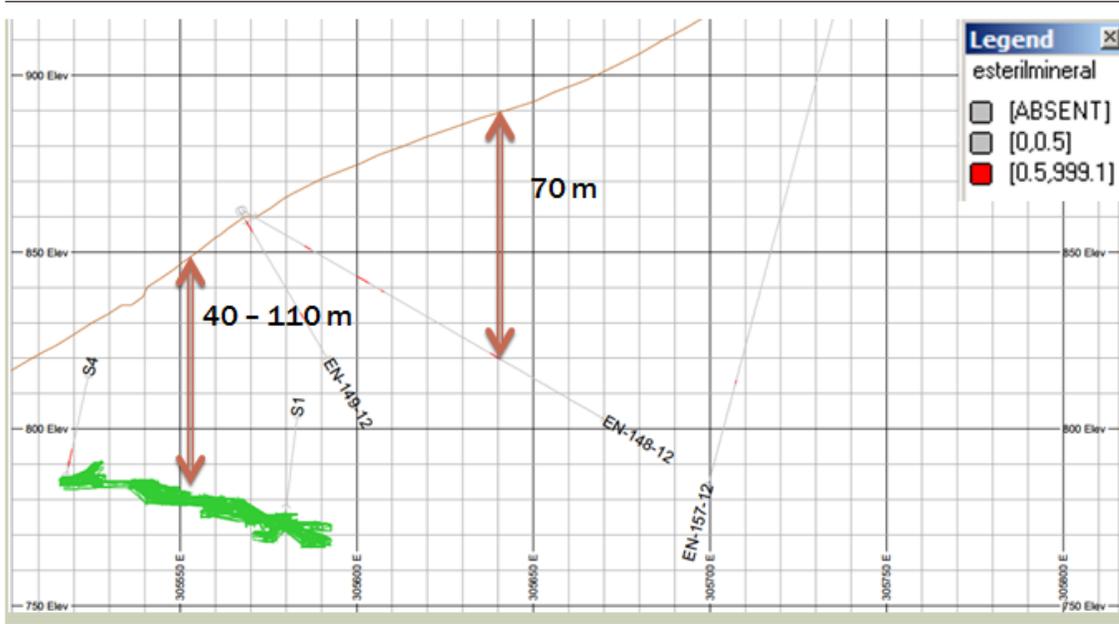


Ilustración 7: Medición nivel de aguas subterráneas

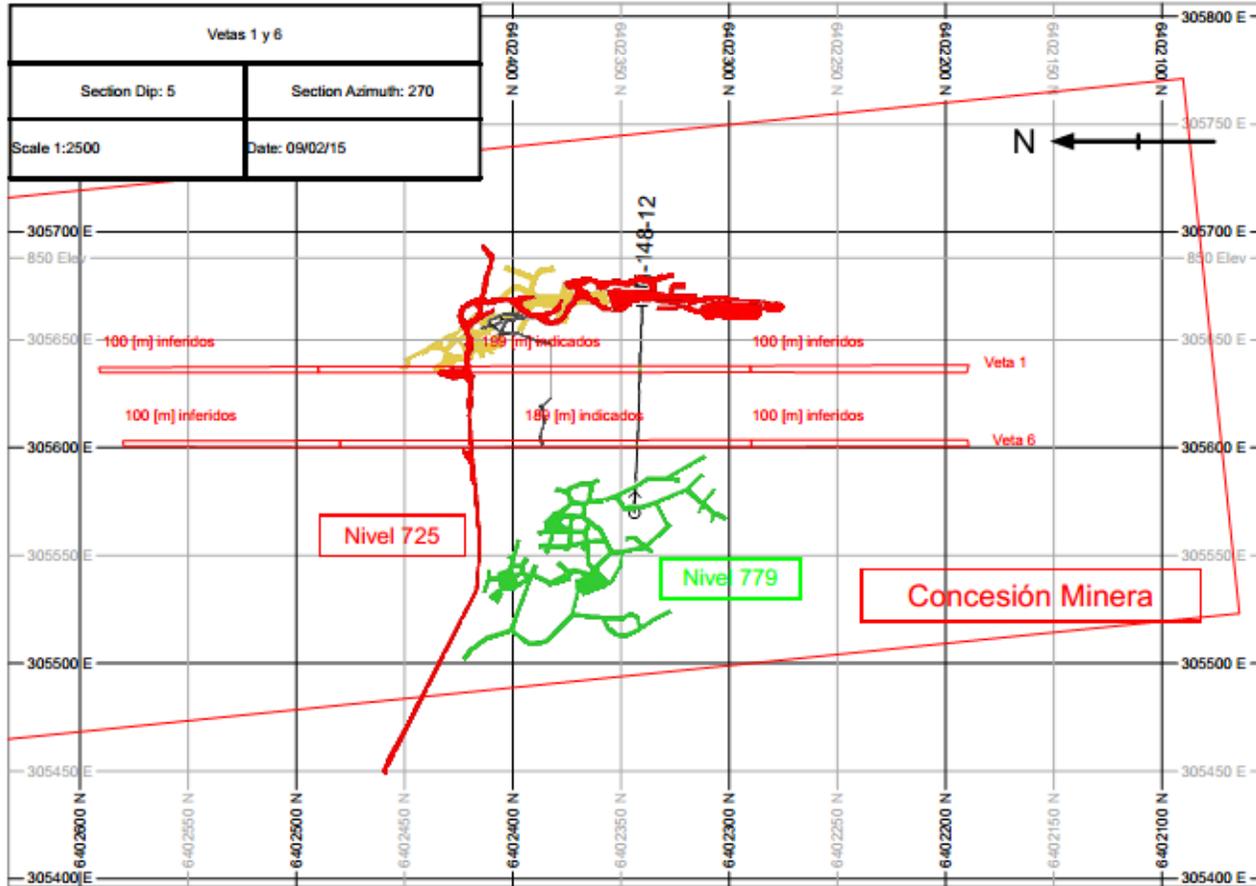


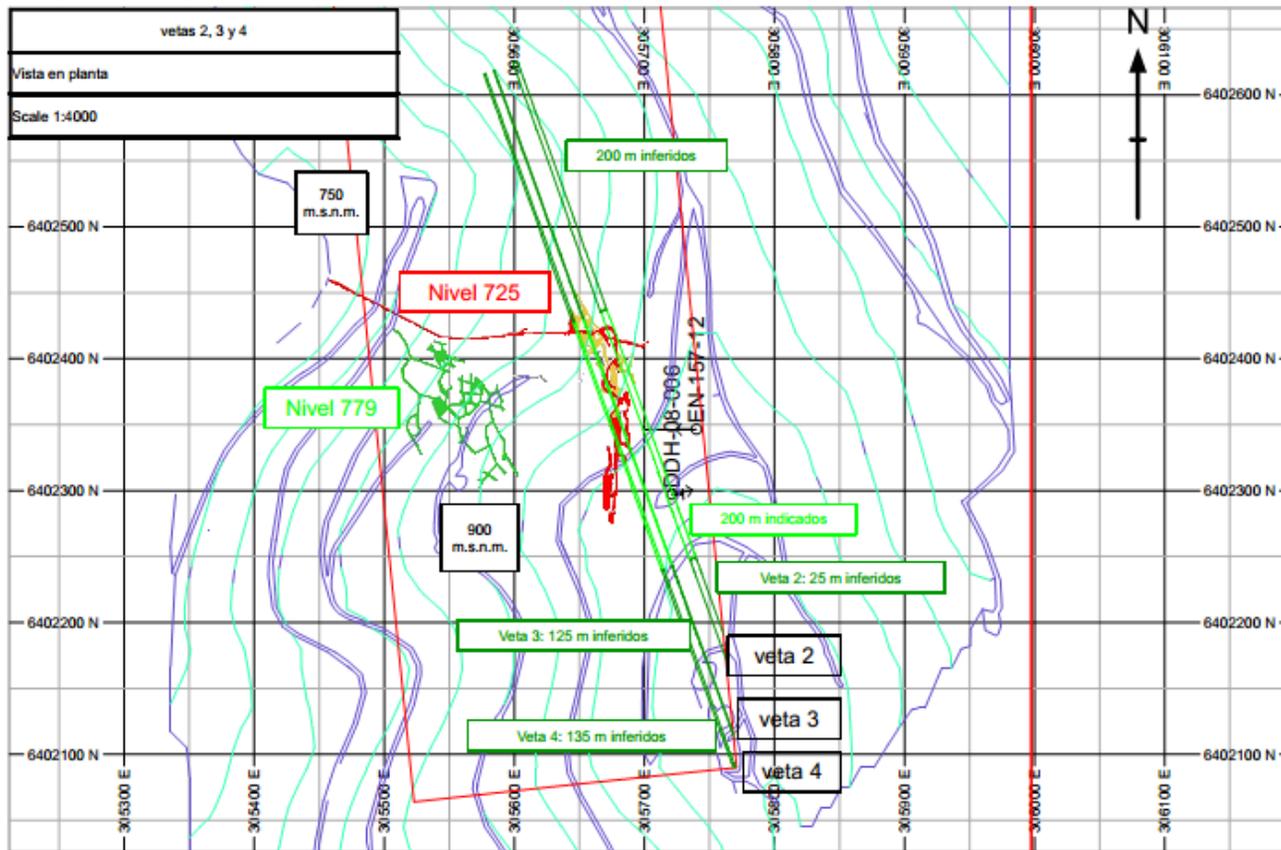
Por simplicidad se ha considerado el nivel de aguas subterráneas paralelo a la topografía, esta simplificación es la aproximación más razonable posible con los datos existentes.

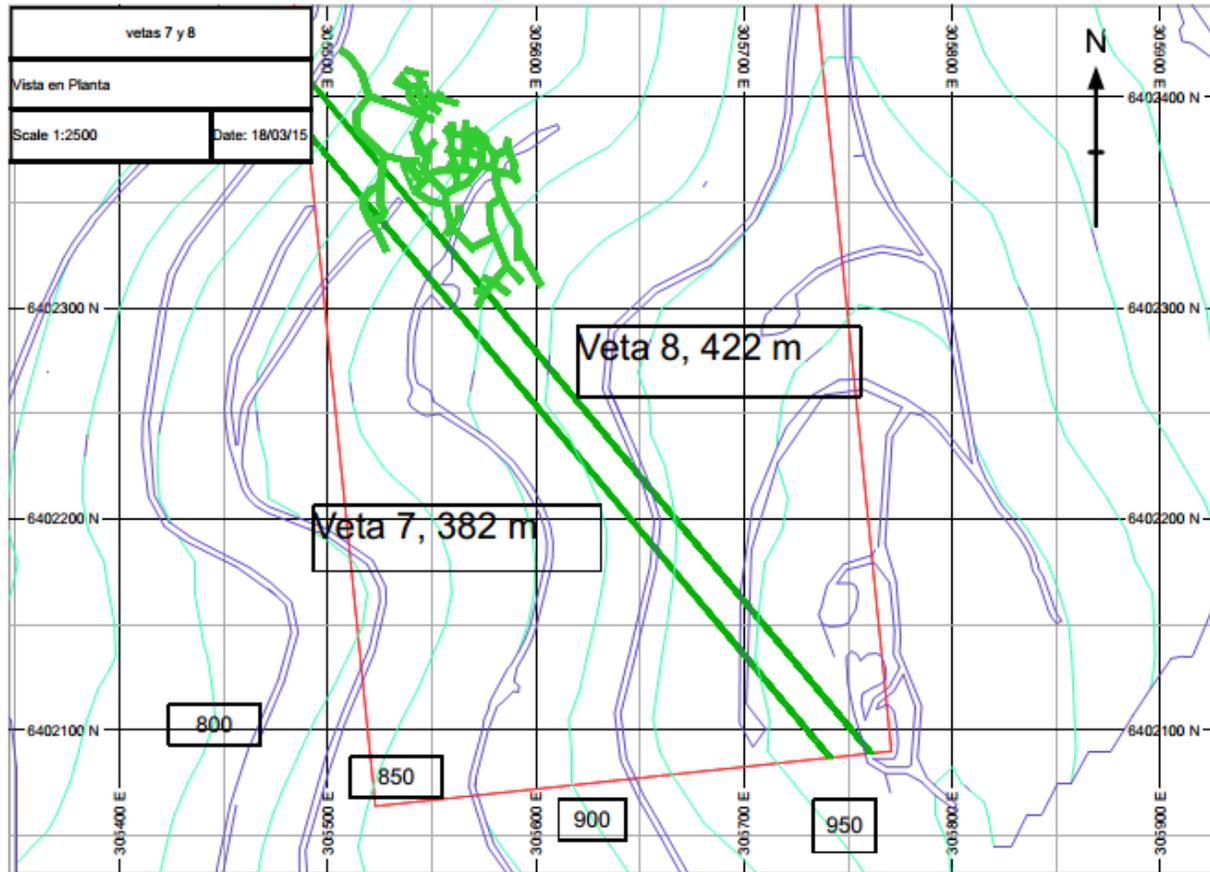
III.3 Definición de estructuras

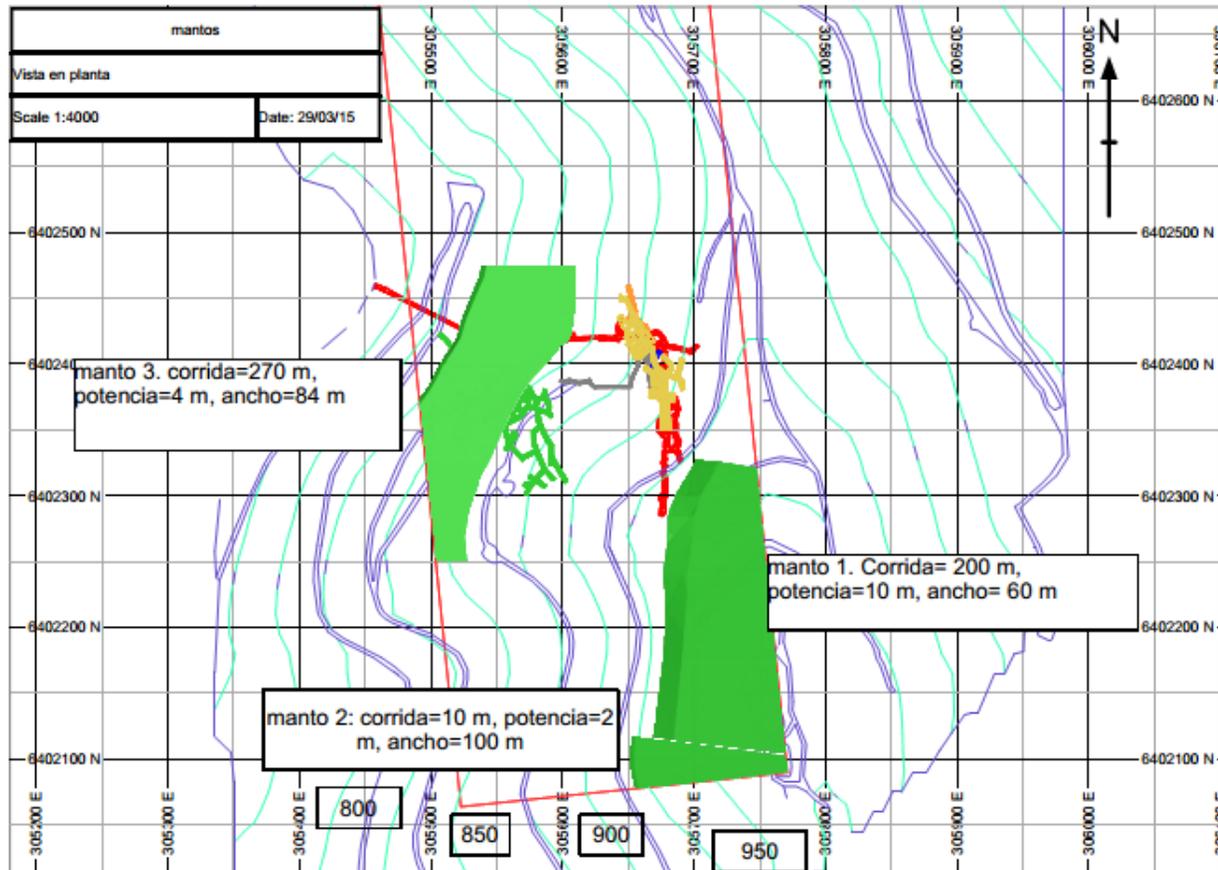
Las estructuras se han dibujado en el Software Datamine, donde se ha considerado que el nivel de aguas subterráneas está 70 metros por debajo de la topografía actual. Para el caso de los mantos se tienen datos de sondajes y superficiales que avalan la existencia de éstos. Para las vetas 7 y 8 se tienen datos superficiales bastante continuos y para las demás vetas, se infiere su existencia por la continuidad que tienen en general las vetas de mina Rafaela, pasando de sulfuros a óxidos pasada cierta cota (nivel de aguas subterráneas), en el nivel de aguas subterráneas existe un nivel de minerales mixtos.

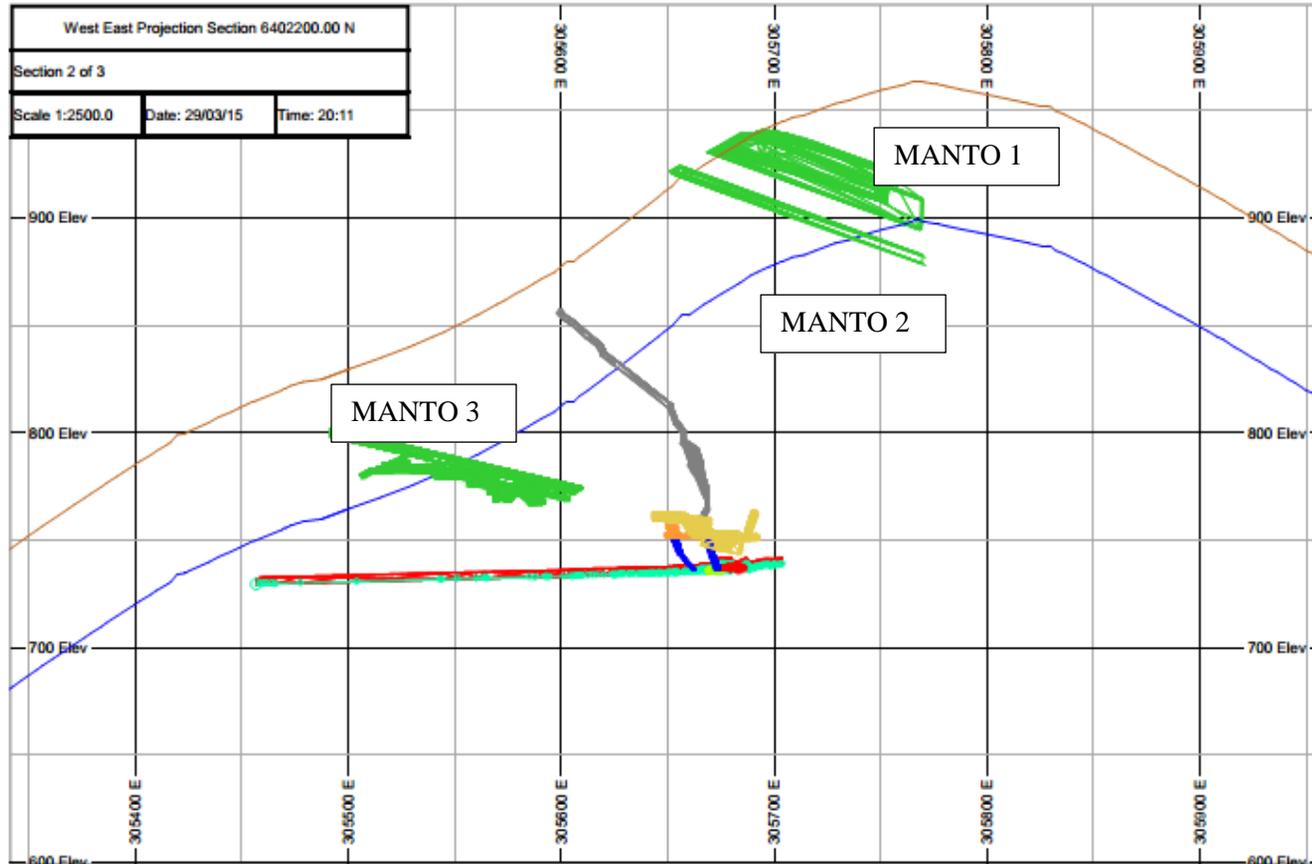
A continuación se presenta un resumen del trabajo realizado para la correcta cubicación de cuerpos existentes en mina Rafaela. Se muestran las estructuras 1 y 6 que son tipo veta y pertenecen al set 1 (rumbo NS y manteo subvertical), las vetas 2,3 y 4 que pertenecen al set 2 (rumbo N20W y manteo subvertical) y las estructuras asociadas al dique, que son de rumbo NW y manteo subvertical. También los mantos de óxidos, de los cuales el más importante es el manto 1, que está avalado por 5 sondajes que lo cortan a unos 15 m de profundidad con un largo de intersección promedio de 10 [m], el manto 2 es menos importante (unos 2 [m] de potencia) y es bastante local en el extremo SE de la propiedad, por su parte el manto 3 tiene una potencia de unos 3 [m] y se encuentra en el contacto de andesitas y calizas presente en el Nivel 779, zona que fue explotada por sulfuros presentes en la roca andesítica, pero no se explotaron los recursos de óxidos presentes en ese sector.











III.4 Recursos de óxidos

El detalle de las estructuras presentes se puede ver en los anexos de Definición de estructuras. La tabla resumen se puede ver a continuación:

Tabla 3: Estimación de recursos de óxidos

	indicado [Ton]	inferido [Ton]	Total [Ton]	Ley [%]	Cac [kgAc/kgCurec]
manto 1	585.264	-	585.264	1,9	13,0
manto 2	24.968	-	24.968	2,0	13,0
manto 3	139.420	118.627	258.048	2,0	8,0
veta 1	134.391	132.794	267.186	1,9	13,0
veta 2	172.617	267.692	440.309	2,4	13,0
veta 3	24.733	38.044	62.776	2,7	13,0
veta 4	56.948	89.258	146.206	2,7	13,0
veta 6	127.747	132.751	260.498	2,1	13,0
veta 7	105.669	-	105.669	2,0	7,4
veta 8	112.794	-	112.794	2,1	7,4
			2.263.718	2,12	11,9

La tabla anterior se resume por tipo de mineralización en la siguiente tabla:

Tabla 4: Estimación recursos óxidos de manto y veta

	Tonelaje [Ton]	Ley [%]	Cac [kgAc/kgCurec]
manto	868.280	1,93	11,46
veta	1.395.438	2,24	12,20
Total	2.263.718	2,12	11,94

Capítulo IV: Selección Método de explotación

Los cuerpos se han dividido en mantos y vetas para efectos de decidir el método de explotación que se usará en cada caso. La metodología usada para decidir el método de explotación es la descrita en X.4 Método de Nicholas, y se exponen aquí los resultados obtenidos en X.4.1 Método de Nicholas vetas y X.4.2 Método de Nicholas Mantos.

Tabla 5: Resultados método de Nicholas aplicado a vetas

1	Shrinkage Stoping (25)
2	Cut and Fill Stoping (23)
3	Open Pit (22)
4	Sublevel Stoping (14)
5	Top Slicing (11)
6	Square Set Stoping (10)
7	Sublevel Caving (-26)
8	Longwall Mining (-27)
9	Room and Pillar (-28)
10	Block Caving (-30)

En consecuencia podemos ver que el mejor método para la explotación de las vetas es el Shrinkage Stoping, esto se debe a que las vetas son subverticales y poco potentes, además tanto la roca caja como la roca mineralizada son medianamente competentes lo que asegura la estabilidad de las labores y sin duda la ley del mineral hace que se pueda pensar en aplicar este método, ya que aunque la geometría del yacimiento fuese favorable, sino se tuvieran altas leyes sencillamente no se pagarían los costos asociados a este. El método de Cut and Fill es perfectamente aplicable a las vetas, ya que las leyes son altas y la geometría de las vetas es favorable, es por esto que su puntaje en el método de Nicholas es tan parecido a Shrinkage Stoping, la única condición que hace que sea ligeramente mejor el Shrinkage Stoping es la competencia de la roca, ya que si la roca fuese de mala calidad habría que explotar el cuerpo mediante Cut and Fill. El método Open Pit sin duda podría ser una apuesta para aplicarlo cerca de superficie, pero como el yacimiento no es masivo, sería una apuesta arriesgada este tipo de explotación puesto que al profundizar un poco el rajo se tendría una razón estéril/mineral muy alta ya que las vetas son poco potentes. El método de Sublevel Stoping debería aplicarse en su variante Narrow Vein Stoping, para obtener una mejor selectividad, sin embargo este método es mejor para cuerpos con una potencia de al menos 5 [m] pues de otra forma habría problemas para tener una distancia apropiada entre un subnivel y otro lo cual haría preferible usar el Shrinkage Stoping o Cut and Fill. Naturalmente los métodos de Slicing o Caving no aplican en lo absoluto a yacimientos vetiformes por lo que sus puntajes de Nicholas son muy bajos.

Tabla 6: Resultados método de Nicholas aplicado a mantos

1	Room and Pillar (28)
2	Open Pit (25)
3	Sublevel Stoping (25)
4	Longwall Mining (22)
5	Cut and Fill Stoping (21)
6	Top Slicing (17)
7	Square Set Stoping (7)
8	Shrinkage Stoping (-25)
9	Sublevel Caving (-32)
10	Block Caving (-35)

En consecuencia podemos ver que el mejor método para la explotación de los mantos es el Room and Pillar, esto es muy lógico, puesto que es el método por excelencia para mantos, la roca mineralizada es medianamente competente lo cual asegura que se puede ocupar este método autosoportante y la ley del mineral es alta, lo cual hace que se pueda pagar este tipo de explotación que tiene un costo mayor a otros. Sin duda el Open Pit es una opción real para poder explotar los mantos porque los mantos de óxidos están cerca de superficie, pero el problema es por un lado que el depósito no es masivo y por otro lado que la mensura tiene muy poco espacio para hacer un botadero importante, lo cual hace descartar de plano este método. El Sublevel Stoping sería una opción en lugares donde los mantos son más potentes, pero como la potencia de los mantos no siempre es uniforme sería muy arriesgado usar esta opción aún en los mantos más potentes (10 [m]). Los métodos para cuerpos subverticales (Shrinkage, Cut and Fill) quedan sin duda descartados y los métodos de caving también porque el yacimiento no es masivo, lo mineralizado es un contacto entre estratos que tiene una potencia muy acotada.

Capítulo V: Ritmo de explotación

Como ya se demostró, los recursos totales (indicados e inferidos) son:

Tabla 7: Resumen recursos

	Recursos	ley	CAC	Rec	Tonelaje Recuperado
manto	868.280	1,93	11,51	77%	668.575
veta	1.395.438	2,24	12,12	74%	1.032.624
					1.701.199

V.1 Regla de Taylor

Aplicando la regla de Taylor descrita en el capítulo II.2 Determinación ritmo óptimo tenemos los siguientes resultados:

Tabla 8: Resultados método de Taylor

	Mínimo	Promedio	Máximo
Vida mina [años]	10,1	8,1	6,7
Ritmo óptimo [tpm]	15.855	19.818	23.782

Para efectos del presente estudio, consideraremos el ritmo y vida mina promedios, así el ritmo escogido será:

Ritmo mina [tpm]	Vida mina [años]
19.818	8,1

Capítulo VI: Diseño Minero

Como el proyecto es de pequeña minería, se hará un diseño minero básico que cumple con dar una idea de los sectores a explotar, el método de explotación para estos sectores y las unidades de explotación usadas para el sector.

VI.1 Room and Pillar

En la sección III.3 Definición de estructuras, se mostraron los tres mantos que están en la estimación de recursos. Para explotar esta zona se ocupará el layout descrito en detalle en Anexos X.5 Diseño de Room and pillar, que tiene los siguientes parámetros:

Ilustración 8: Diseño de labores R&P

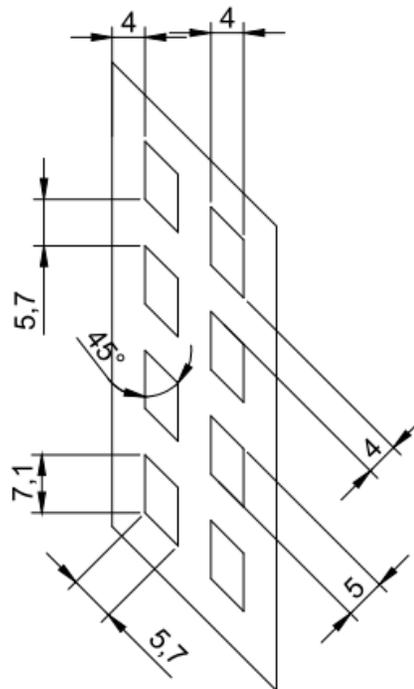
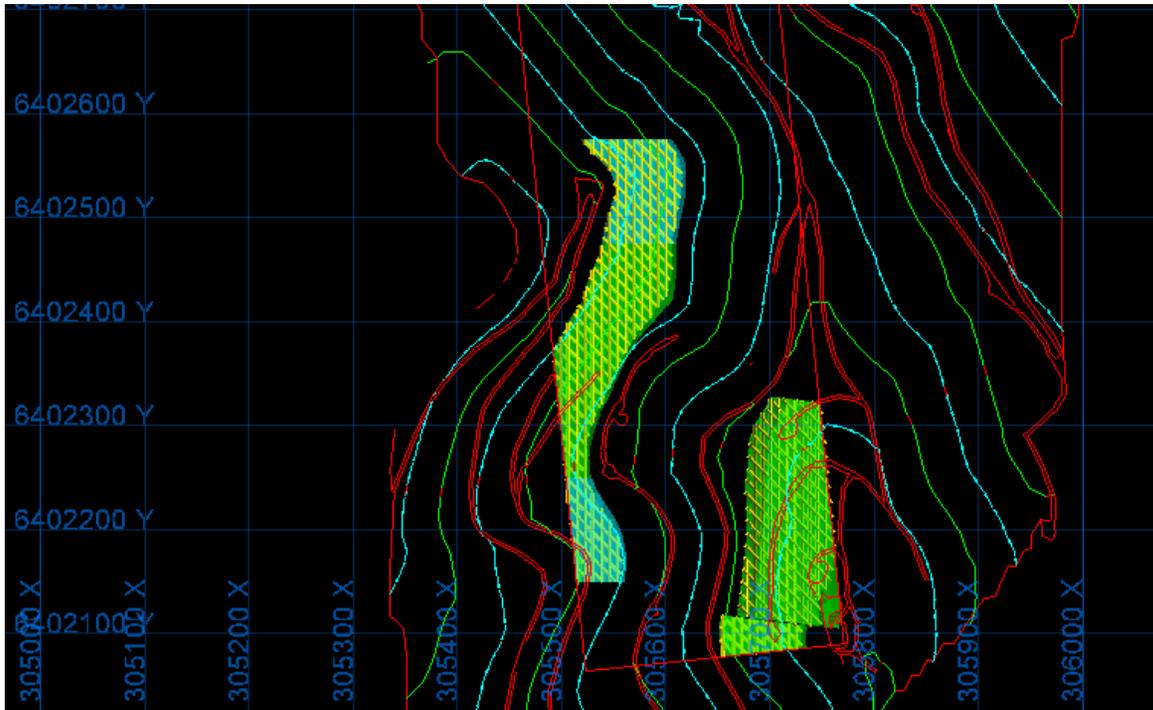


Tabla 9: Parámetros de diseño R&P

Diseño		
a	4	m.
L1	5	m.
L2	4	m.
α	45°	
Altura	10	m.
F.S.	2.0	

Recuperación	77%	
--------------	-----	--

Ilustración 9: Zonas de explotación para Room and Pillar



VI.2 Shrinkage Stopping

En la sección III.3 Definición de estructuras, se mostraron tres sets de estructuras que están en la estimación de recursos. Para explotar esta zona se ocuparán las dimensiones de pilar y caserón detallados en Anexos X.6 Diseño Shrinkage Stopping, que tiene los siguientes parámetros:

Tabla 10: Dimensiones Caserón

dimensiones caserón	
vertical [m]	55
corrida [m]	35
transversal [m]	3

Ilustración 10: Estabilidad Caserón. Método Gráfico de Mathews

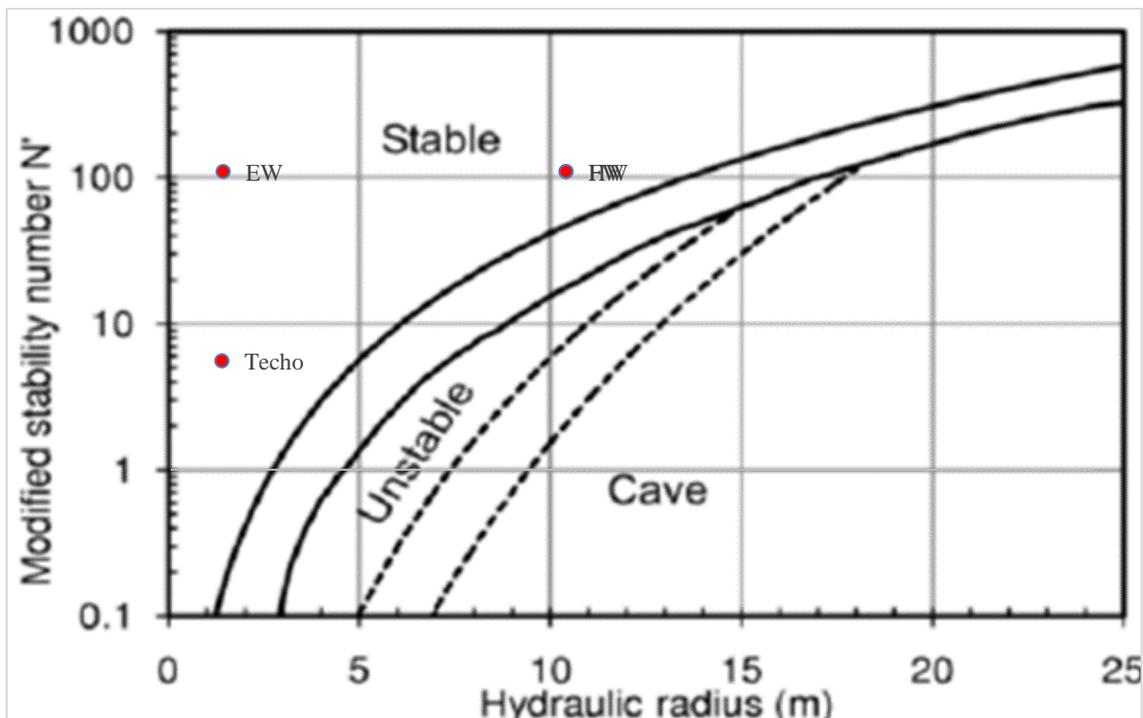


Tabla 11: Dimensiones Pilar

	Vertical [m]	Corrida [m]	Transversal [m]
Pilar	55	5,2	3

Tabla 12: Factores Seguridad Pilar. Método de Lunder & Pakalnis

	F.S. vertical	F.S. corrida
Pilar	1,64	1,60

Ilustración 11: Caserones Shrinkage tres sets de estructuras

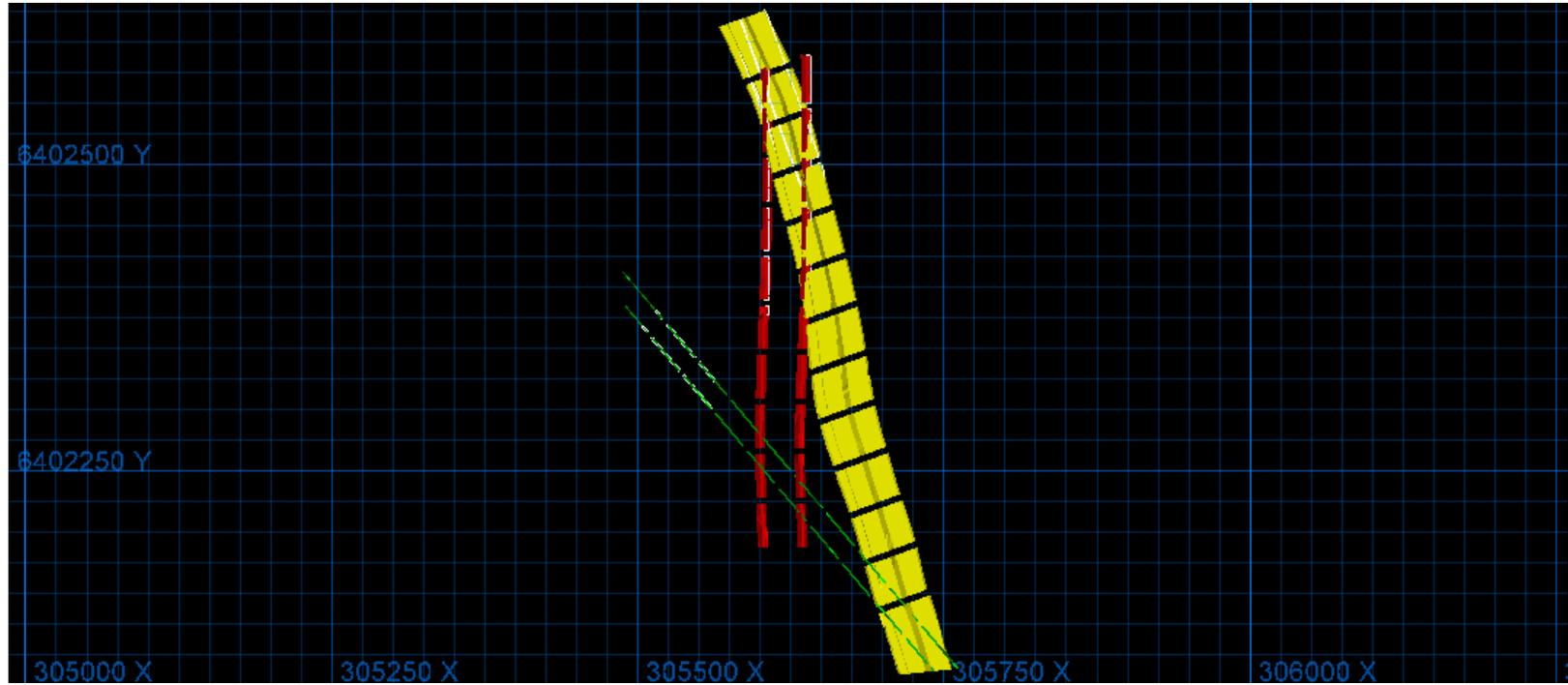


Ilustración 12: Labores Shrinkage vista planta

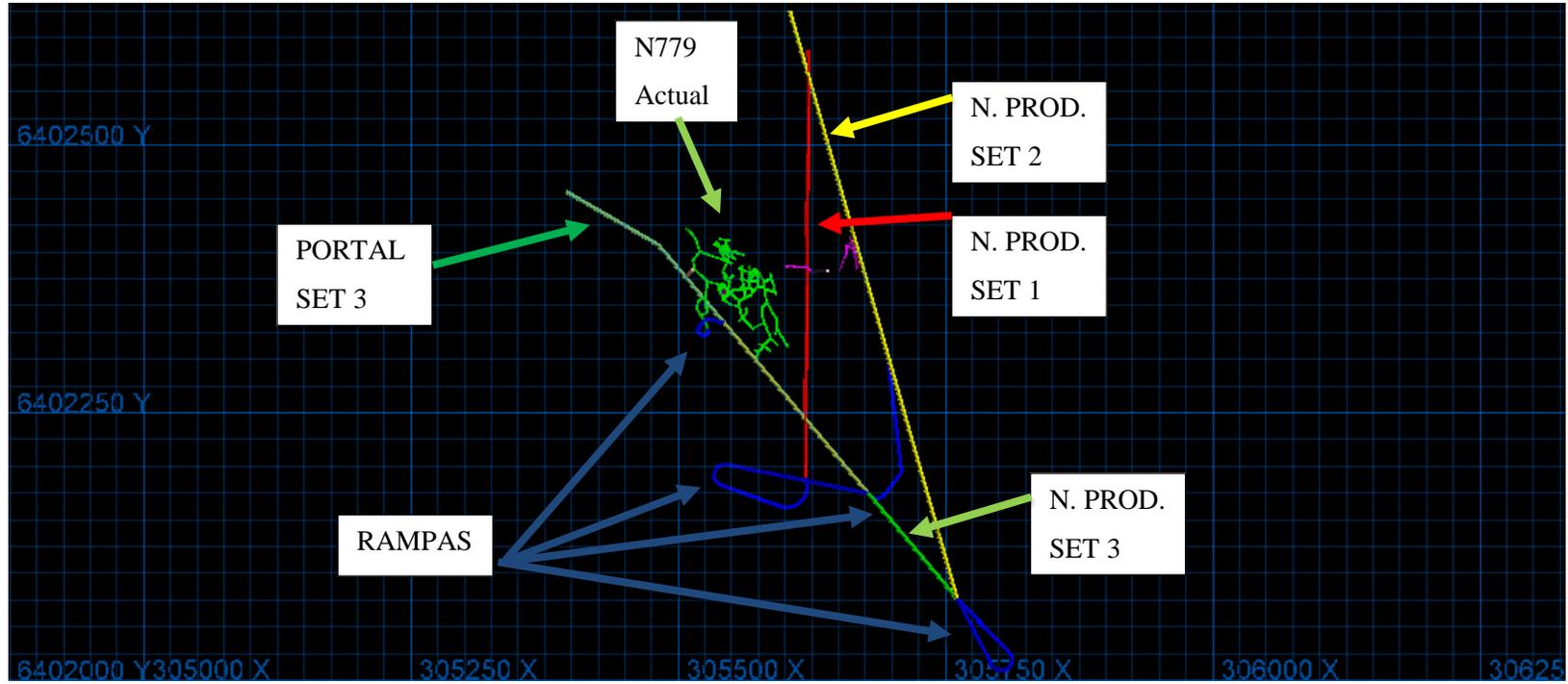
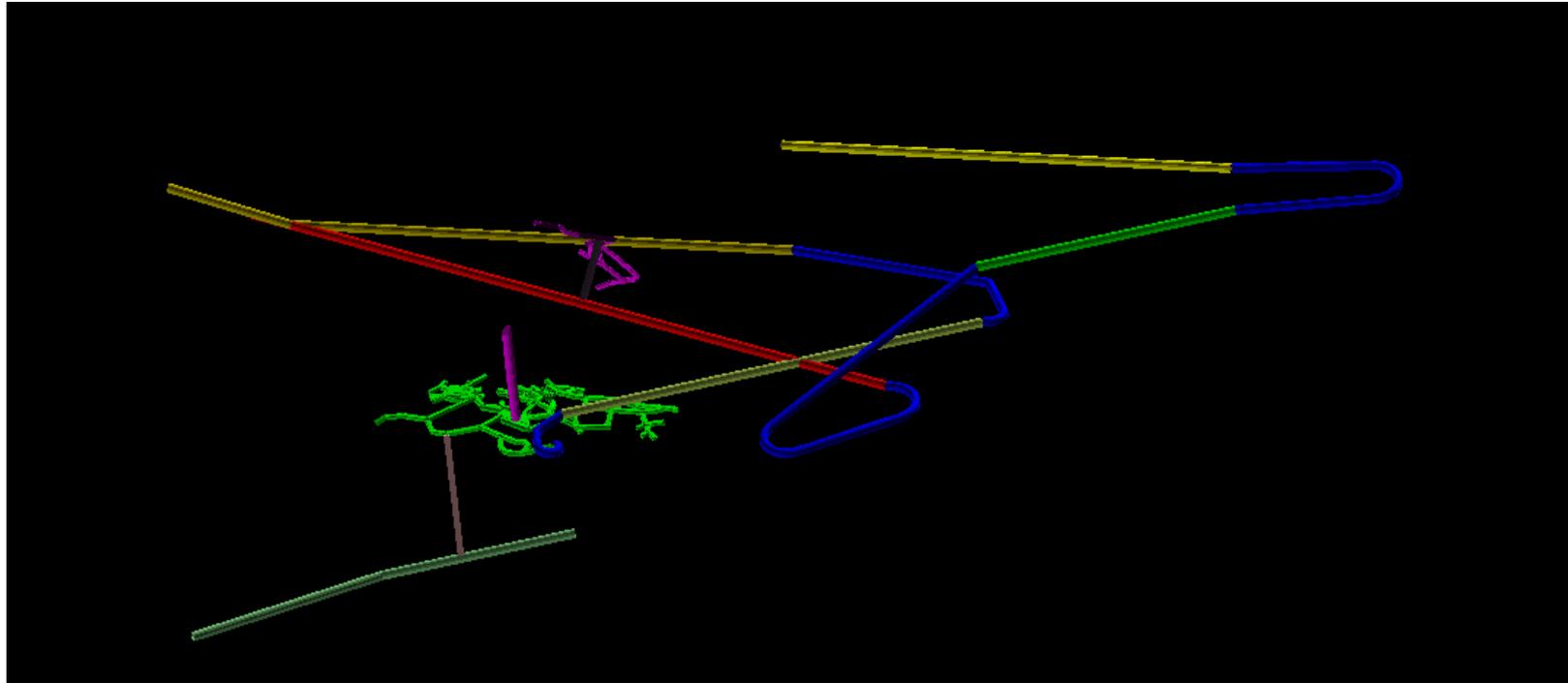


Ilustración 13: Labores Shrinkage isométrico



Capítulo VII: Evaluación Económica

Para los efectos de evaluación se considera un precio del cobre de 300 cUS\$/lb. Sin embargo se hará análisis de sensibilidad para ver cómo afecta este factor al proyecto. El costo mina ha sido calculado en 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), esto es una estimación realista con los datos que se tienen del costo de operación actual de Minera Rafaela. El costo del flete se puede encontrar detallado en Anexos-Costo del Flete. Se ha separado el “costo planta” del “costo ácido” dada la importante magnitud del gasto en ácido sulfúrico.

VII.1 Tarifa ENAMI

Para un proyecto de pequeña minería, en general se actuará como vendedor de minerales a ENAMI, que posee plantas en distintas partes del país. En principio hay que conocer la distancia a la planta más cercana para el mineral a tratar. En este caso, la planta más cercana es Catemu. La tarifa ENAMI se calcula como sigue:

$$\text{Tarifa} = \text{Precio Internacional} - \text{Costos procesamiento}$$

La tarifa a la que compra ENAMI el mineral es publicada mensualmente y se mantiene fija en dólares para el mes, y se toma como valor del dólar el “dólar observado” del día viernes anterior a la liquidación.

ENAMI define los siguientes conceptos básicos para definir la tarifa:

- Base: Tarifa que se obtendría a ley de 2,5% y consumo de ácido 4,98 [kgAc/kgCurec]
- Escala: premio o castigo desde la ley base (lineal)
- Ajuste por ácido: premio o castigo por consumo de ácido, tomando como referencia 4,98 [kgAc/kgCurec]

Quedando así definido el valor del importe del lote por las siguientes fórmulas:

$$\begin{aligned} \text{Cobre Total} &= \text{Base} + (\text{ley} - 2.5) \cdot \text{escala} \\ \text{Ácido} &= \text{ley} \cdot (4.98 - \text{CAC}) \cdot \text{ajuste por ácido} \\ \text{Valor unitario} &= \text{Cobre Total} + \text{Ácido} \\ \text{importe} &= \text{Peso Seco} \cdot \text{Valor unitario} \end{aligned}$$

La fórmula general para determinar la tarifa de la ley base y la escala es la siguiente (4):

$$\begin{aligned} \text{Tarifa} &= \left[Fc * (LME - CR) * \frac{LP}{100} * \left(1 - \frac{PM}{100} \right) - CF \right] * \frac{LM}{LP} * \frac{REC}{100} - CL - CAC - CHA \\ \text{Escala} &= \left[Fc * (LME - CR) * \frac{LP}{100} * \left(1 - \frac{PM}{100} \right) - CF \right] * \frac{1}{LP} * \frac{REC}{100} - CAC - CHA \end{aligned}$$

Donde:

- F_c : Factor de conversión [cUS\$/Lb] a [US\$/Ton]=22.046223
- LP : Ley del precipitado en porcentaje
- LM : Ley base del mineral en porcentaje
- PM : Pérdida metalúrgica por fusión en puntos porcentuales de recuperación
- LME : Precio del metal en [cUS\$/Lb]
- CR : Cargo por refinación en [cUS\$/Lb]
- CF : Cargo por fusión en [US\$/TM]
- REC : Recuperación de la lixiviación en porcentaje
- PAC : Precio del ácido en [US\$/Ton Acido]
- $PCHA$: Precio de la chatarra, expresado en [US\$/Ton Chatarra]
- FAC : Factor de consumo de ácido = $3.5 \frac{\text{Ton ácido}}{\text{Ton Cu Fino}}$
- $FCHA$: Factor de consumo chatarra = $1.3 \frac{\text{Ton Chatarra}}{\text{Ton Cu Fino}}$
- CL : Cargo por lixiviación en [US\$/TMS]
- CA : Cargo por ácido en [US\$/TMS]
- CAC : $3.5 * \frac{LM}{100} * \frac{REC}{100} * PAC$
- CHA : Cargo por chatarra en [US\$/TMS] = $1.3 * \frac{LM}{100} * \frac{REC}{100} * PCHA$

Si bien el proceso actual es de LIX-SX-EW, las fórmulas publicadas por ENAMI siguen teniendo vigencia (matemáticamente), así las fórmulas antes descritas se pueden reducir a:

Ecuación 1: Tarifa en función de precio, ley y consumo de ácido

$$\text{Tarifa} = k_1 * P_{Cu} L_{Cu} + k_2 * CAC * L_{Cu} + k_3 L_{Cu} + k_4$$

Donde:

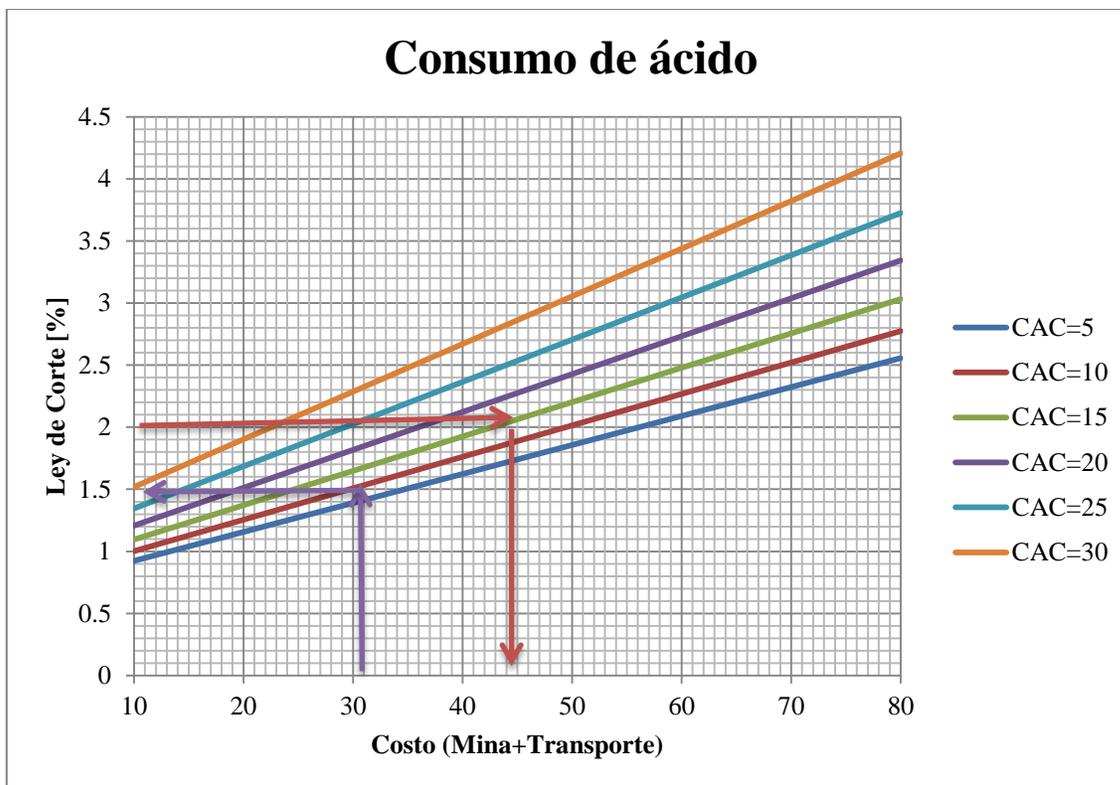
- Tarifa : Precio de compra ENAMI en US\$
- P_{Cu} : Precio del cobre en [US\$/lb]
- CAC : Consumo de ácido
- L_{Cu} : Ley de Cobre Soluble

Los factores constantes de la ecuación cambiarán según cambie la estructura de costos de ENAMI. Para la situación actual se tiene que:

- $K_1=17.6$
- $K_2=-0.672$
- $K_3=-6.59$
- $K_4=-29.564$

El factor K_2 es importante, ya que refleja cómo afecta el costo del ácido a la tarifa. El precio del ácido es cobrado a valor de mercado, es decir, actualmente es de unos 82 [US\$/Ton] (Ver detalle en Anexos-Precio del ácido).

Gráfico 1: Ley de Corte vs costo mina a distintos CAC



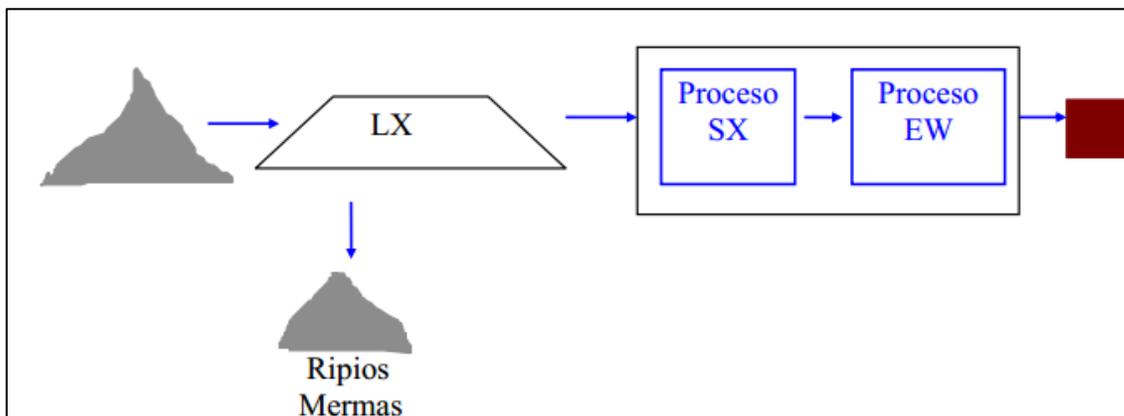
En este gráfico se puede apreciar cómo varía la ley de corte versus el Costo (Mina + transporte). Este gráfico es particularmente útil, ya que refleja la tarifa en función de la ley pues la ley de corte es la ley tal que:

$$\text{Costo (Mina + transporte)} = \text{Tarifa ENAMI}$$

Las flechas púrpuras nos indican que si tenemos un costo de 30 [US\$/Ton] y un consumo de ácido de 10 [KgAc/KgCurec] tendremos una ley de corte de 1,5% CuS. Las flechas rojas nos indican que si nuestro mineral tiene una ley de 2% CuS y un consumo de ácido de 15 [KgAc/KgCurec], entonces la tarifa ENAMI será 45 [US\$/Ton], por lo cual debemos estar bajo este costo para tener alguna ganancia, como ejemplo, si tenemos un costo de 30 [US\$/Ton], entonces el beneficio es de 15 [US\$/Ton].

VII.2 Costo Planta

El costo planta es calculado para el circuito LIX-SX-EW (5) para la opción de minera privada, se supone que la recuperación es del 80% y que el precio del ácido es el mismo considerado para ENAMI.



Se consideran los siguientes parámetros:

Tabla 13: Parámetros para calcular costo planta de veta y manto

Costo Lixiviación	15	US\$/Ton
Costo SX-EW	20	cUS\$/Lb
Precio ácido	84	US\$/TonAc
Recuperación	80	%
Ley manto	1,93	%
Ley veta	2,24	%
CAC manto	11,46	[kgAc/kgCurec]
CAC veta	12,20	[kgAc/kgCurec]

Con lo cual tenemos los siguientes Costos de planta:

Tabla 14: Costos planta privado manto y veta

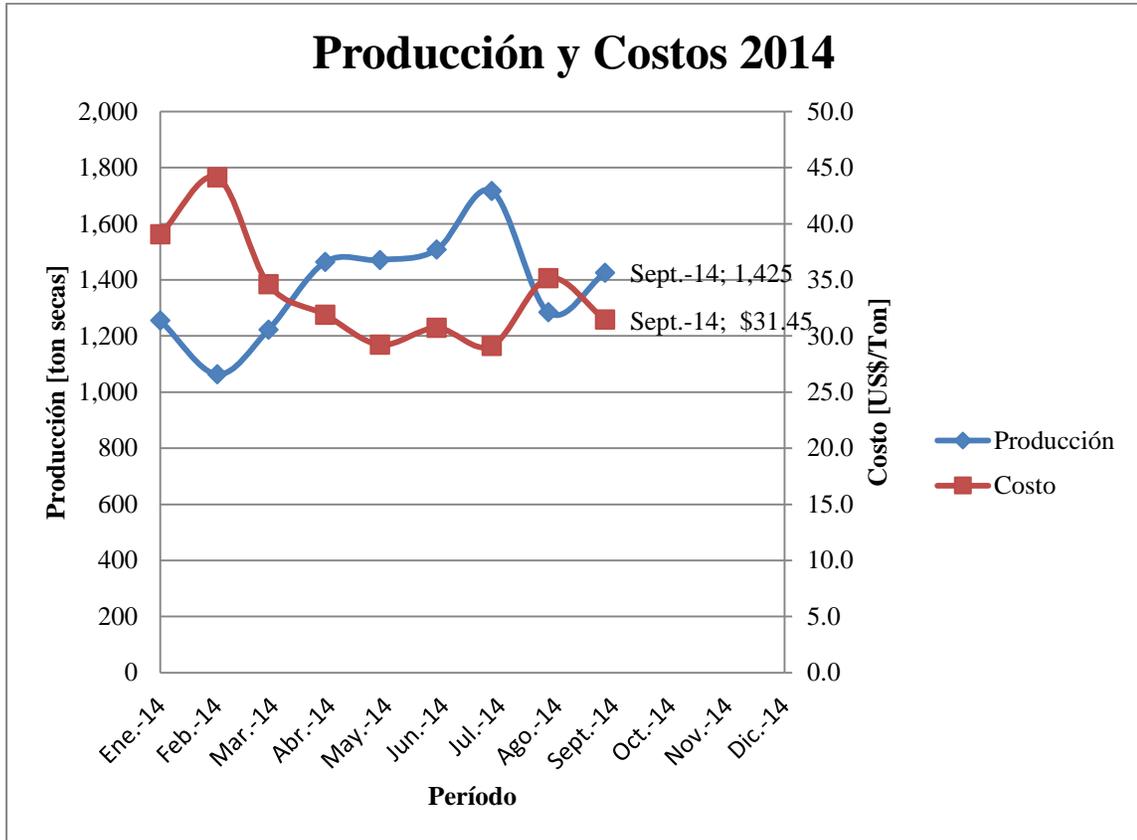
	Costo planta (LIX-SX-EW)		Costo Ácido	
Manto	21,8	US\$/Ton	16,8	US\$/Ton
Veta	22,9	US\$/Ton	11,5	US\$/Ton

VII.3 Costo Mina

En la operación actual, el Costo Mina está influido por la producción que se tiene en el mes. Esto se debe a ineficiencias en la operación, ya que teniendo la misma capacidad productiva, no se alcanza la misma producción mes a mes. Estas ineficiencias vienen de distintos factores, y llegar a minimizarlos todos es la tarea que se debe proponer Minera Rafaela. Posibles causas son:

- Falta de estudio de recursos, debido a que no existe una política de sondajes interior mina para tener proyectado lo que pasará en la frente en un lapso de tiempo para poder reaccionar a tiempo a los cambios de leyes, cambio de rumbo, manteo, etc.
- Falta de metas de producción para cada operación de la mina y no sólo generales, es decir, hacer un esfuerzo por medir y mejorar cada operación unitaria y buscar en qué forma puede proponerse una modificación a las mismas.

Gráfico 2: Producción VS costo mina



El gráfico muestra que el costo mina varía según la producción sobre todo cuando esta es baja, pero se aspira como minera a llegar a un punto eficiente donde el costo mina se estabilice, pero hay que aceptar también que existe una sensibilidad del costo mina a la producción mientras no se llegue a un punto eficiente de producción, ya que hay algunos parámetros que es imposible eliminar con baja producción, porque esto expresa que los recursos son más erráticos y difíciles de estimar y controlar, por lo tanto siempre habrá una producción difícil de mantener constante e ineficiencias que son inevitables.

Este estudio se hace teniendo en cuenta los valores actuales reales de operación de minera Rafaela proyectados a un mayor tonelaje. Se estima que para el método de Shrinkage Stopping se puede llegar a un Costo Mina de 20 [US\$/Ton] y en Room and Pillar 15 [US\$/Ton].

VII.4 Beneficio Venta ENAMI

Se considera aquí un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Beneficio Venta ENAMI-manto		
Costo Mina	15,0	US\$/Ton
Costo Flete	8,5	US\$/Ton
Costo Total	23,5	US\$/Ton
Tarifa	44,8	US\$/Ton
Utilidad	21,2	US\$/Ton

Beneficio Venta ENAMI-veta		
Costo Mina	20,0	US\$/Ton
Costo Flete	8,5	US\$/Ton
Costo Total	28,5	US\$/Ton
Tarifa	55,6	US\$/Ton
Utilidad	27,1	US\$/Ton

VII.5 Beneficio Venta a privado

Se considera aquí un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Beneficio Venta Privado-manto		
Costo Mina	15,0	US\$/Ton
Costo Flete	5,1	US\$/Ton
Costo Planta	21,8	US\$/Ton
Costo ácido	14,9	US\$/Ton
Costo Total	56,8	US\$/Ton
Valor Fino	102,1	US\$/Ton
Utilidad	22,7	US\$/Ton

Beneficio Venta Privado-veta		
Costo Mina	20,0	US\$/Ton
Costo Flete	5,1	US\$/Ton
Costo Planta	22,9	US\$/Ton
Costo ácido	18,4	US\$/Ton
Costo Total	66,4	US\$/Ton
Valor Fino	118,5	US\$/Ton
Utilidad	26,1	US\$/Ton

VII.6 Parámetros económicos del proyecto

VII.6.1 Venta a ENAMI

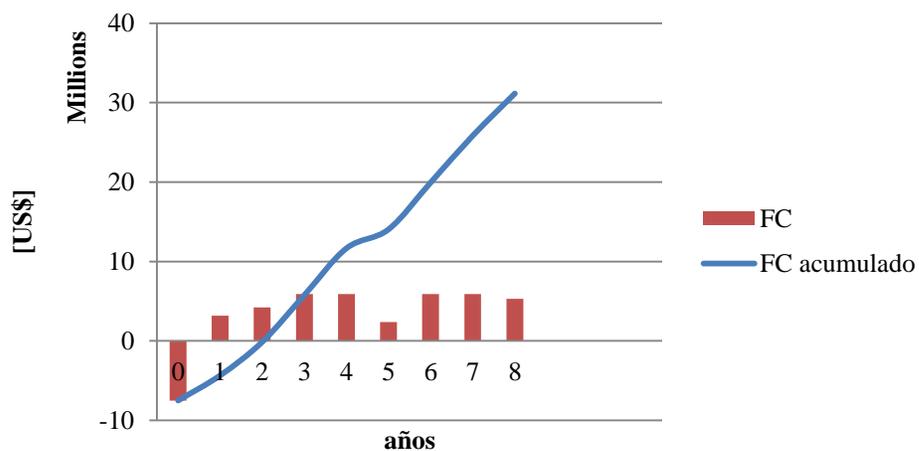
La tarifa ENAMI varía con todos los parámetros económicos y técnicos que la determinan (ver Anexos- Tarifa ENAMI). A continuación se presentan los beneficios obtenidos tanto para vetas como para mantos y su evaluación económica para su explotación a 8 años con un primer y segundo año de Ramp-up con producciones al 60% y 80% respectivamente.

Se considera aquí un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Manto	
Parámetro	Valor
Lcu	1,93%
Cac	11,46 [kgAc/kgCurec]
Pcu	3,0 [US\$/Lb]
Tarifa	44,8 [US\$/Ton]
Beneficio	21,2 [US\$/Ton]
Tonelaje	868.280 [Ton]
Recuperación Minera	77%

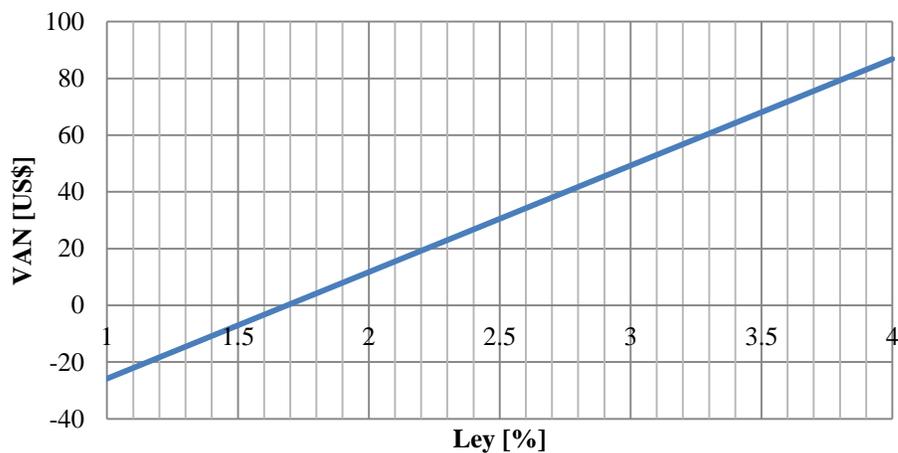
Veta	
Parámetro	Valor
Lcu	2,24%
Cac	12,20 [kgAc/kgCurec]
Pcu	3,0 [US\$/Lb]
Tarifa	55,6 [US\$/Ton]
Beneficio	27,1 [US\$/Ton]
Tonelaje	1.395.438 [Ton]
Recuperación Minera	74%

ENAMI. VAN= 16.02 MUS\$

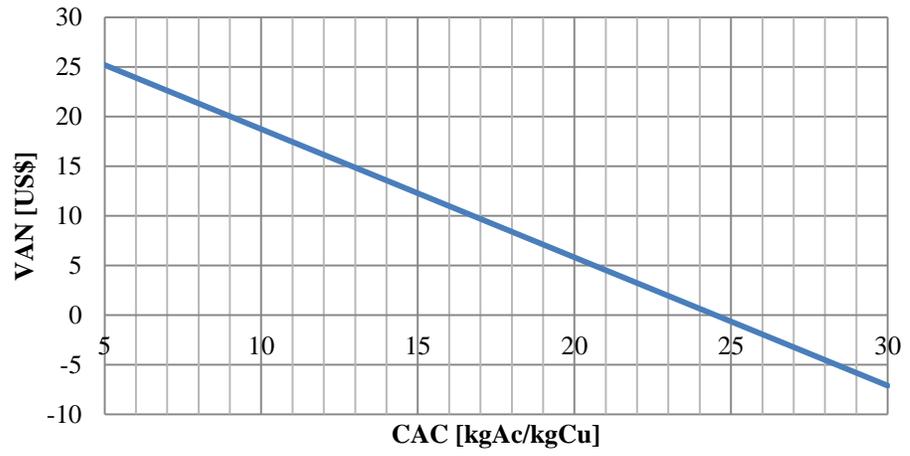


Parámetros económicos		
Recursos	1,70	MMTon
Vida proyecto	8	años
Ritmo mina	19.818	[tpm]
VAN(10%)	16,02	MMUS\$
TIR	55%	
Payback	2	años
Inversión	10,77	MMUS\$
Flujo Caja (promedio)	4,83	MMUS\$/año

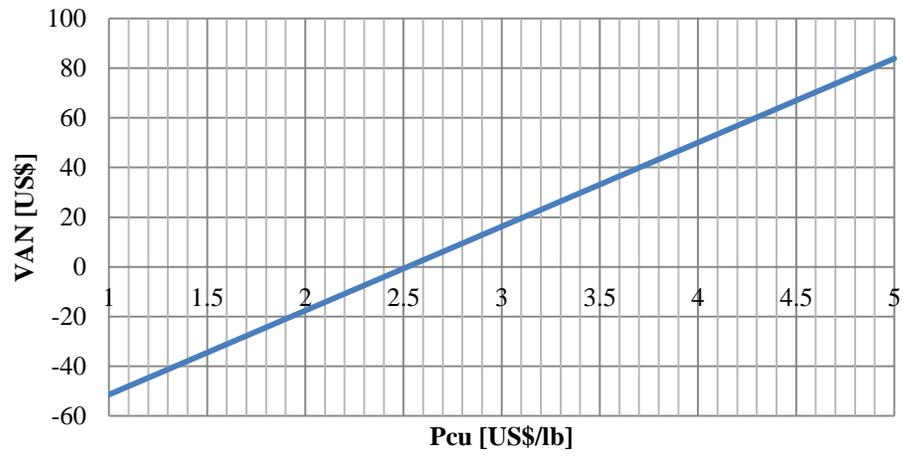
Ley vs VAN



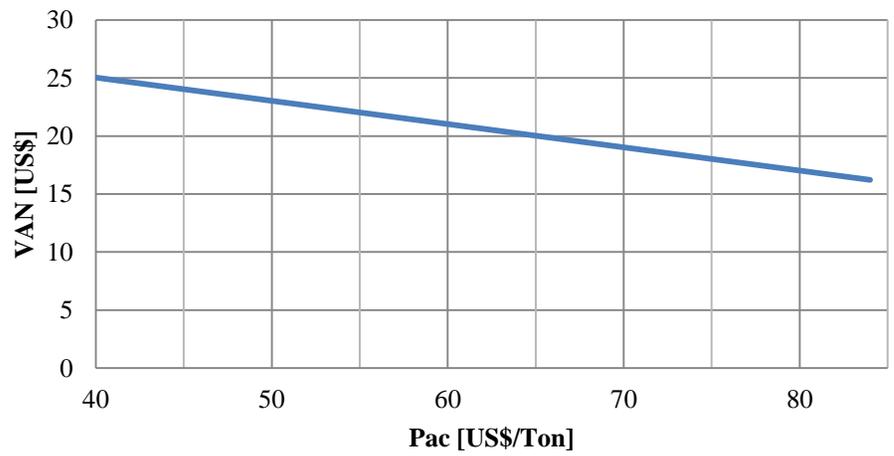
CAC vs VAN



Pcu vs VAN



Pac vs VAN



VII.6.2 Venta a privado

El modelo de negocios para venta a privado es vender como producto cátodos de cobre, luego se descuenta a ese valor el costo mina (por parte de minera Rafaela) y el costo planta (por parte del privado), las utilidades así calculadas se dividirán entonces en 50 % para Minera Rafaela y 50% para el privado.

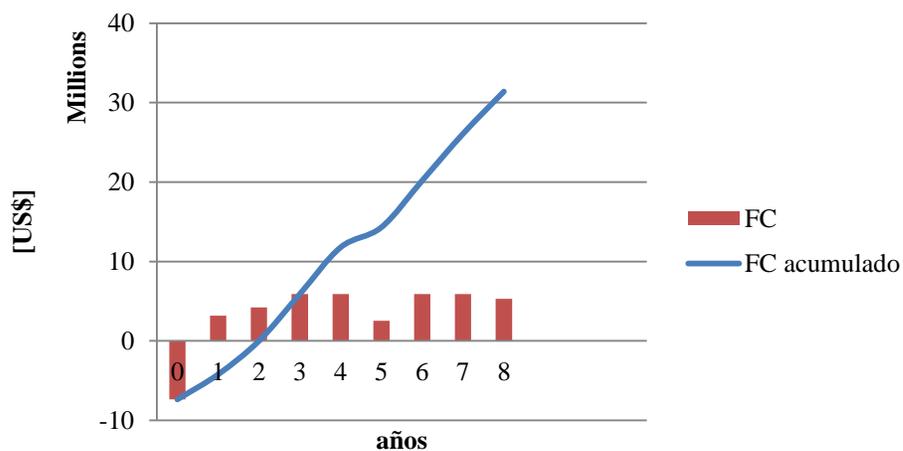
En la venta a privado, las utilidades obtenidas de la venta del mineral a mercados extranjeros se dividen equitativamente entre el privado y la minera, esto hace que los costos no impacten directamente a la minera, ya que estos se dividen entre las dos partes, por ello, para comparar las dos opciones posibles hay que poner énfasis especialmente en el análisis de sensibilidad a la ley de cobre, consumo de ácido, precio internacional del cobre y precio del ácido. A continuación se presentan los beneficios obtenidos tanto para vetas como para mantos y su evaluación económica para su explotación a 8 años con un primer y segundo año de Ramp-up con producciones al 60% y 80% respectivamente.

Se considera aquí un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Manto	
Parámetro	Valor
Lcu	1,93%
Cac	11,46 [kgAc/kgCurec]
Pcu	3,0 [US\$/Ton]
Beneficio	22,7 [US\$/Ton]
Tonelaje	868.280 [Ton]
Recuperación Minera	77%

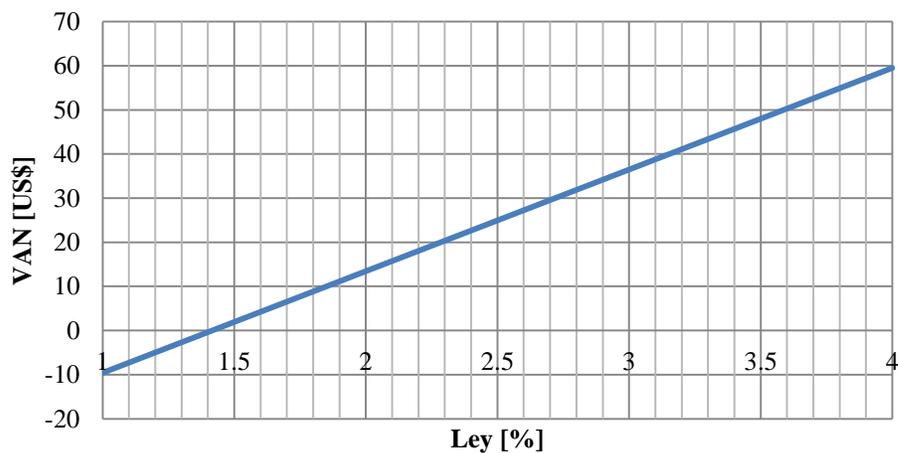
Veta	
Parámetro	Valor
Lcu	2,24%
Cac	12,20 [kgAc/kgCurec]
Pcu	3,0 [US\$/Ton]
Beneficio	36,1 [US\$/Ton]
Tonelaje	1.395.438 [Ton]
Recuperación Minera	74%

PRIVADO. VAN= 16.21 MUS\$

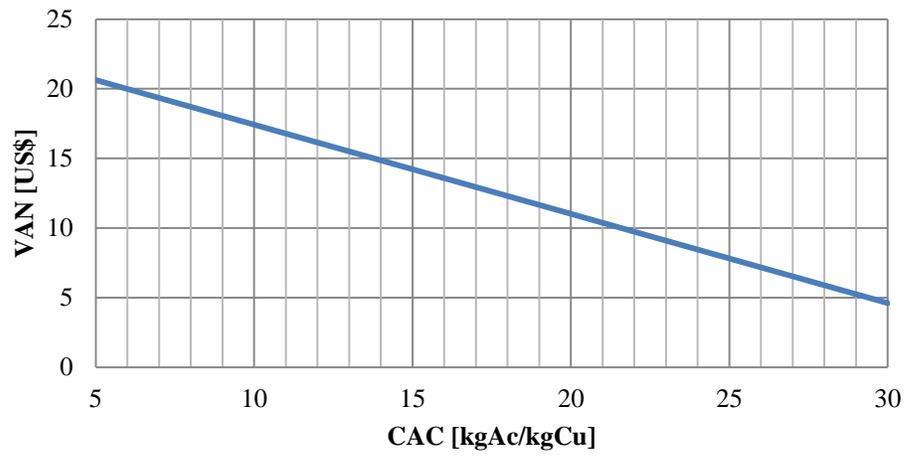


Parámetros económicos		
Recursos	1,70	MMTon
Vida proyecto	8	años
Ritmo mina	17.549	[tpm]
VAN(10%)	16,21	MMUS\$
TIR	56%	
Payback	2	años
Inversión	10,49	MMUS\$
Flujo Caja (promedio)	5,63	MMUS\$/año

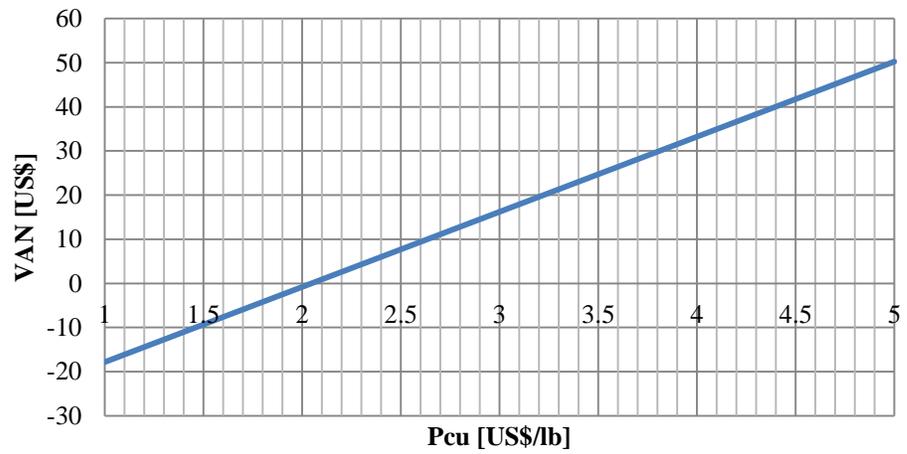
Ley vs VAN



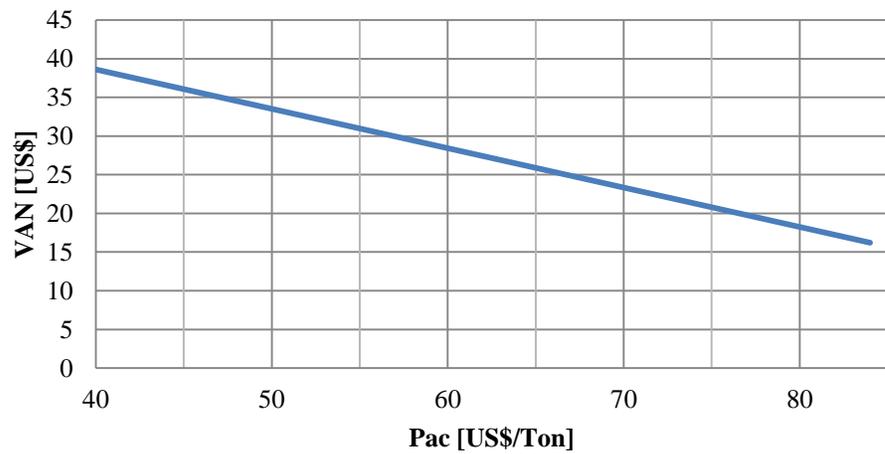
CAC vs VAN



Pcu vs VAN



Pac vs VAN



VII.7 Evaluación en el escenario actual

En esta sección se evalúa el proyecto en el escenario actual de precio internacional del cobre y de costos, los parámetros a utilizar en las siguientes evaluaciones serán los siguientes:

Parámetro	Valor
Precio del cobre	2,00 [US\$/Lb]
Precio del cobre con sustentación (6)	2,41 [US\$/Lb]
Costo mina	30 [US\$/Ton]
Costo Lixiviación	21 [US\$/Ton]
Costo SX-EW	28 [US\$/Ton]
Precio ácido sulfúrico	70 [US\$/Ton]
Precio del dólar	700 [\$/US\$]

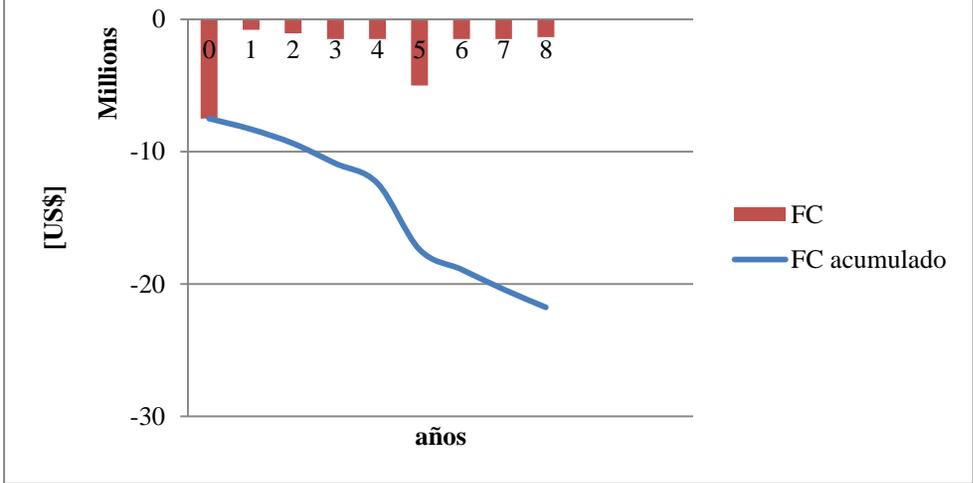
VII.7.1 Venta a ENAMI

Se considera aquí un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Beneficio Venta ENAMI-manto		
Costo Mina	30,0	US\$/Ton
Costo Flete	8,5	US\$/Ton
Costo Total	38,5	US\$/Ton
Tarifa	27,2	US\$/Ton
Utilidad	-11,3	US\$/Ton

Beneficio Venta ENAMI-veta		
Costo Mina	30,0	US\$/Ton
Costo Flete	8,5	US\$/Ton
Costo Total	38,5	US\$/Ton
Tarifa	35,4	US\$/Ton
Utilidad	-3,1	US\$/Ton

ENAMI. VAN= -15.13 MUS\$



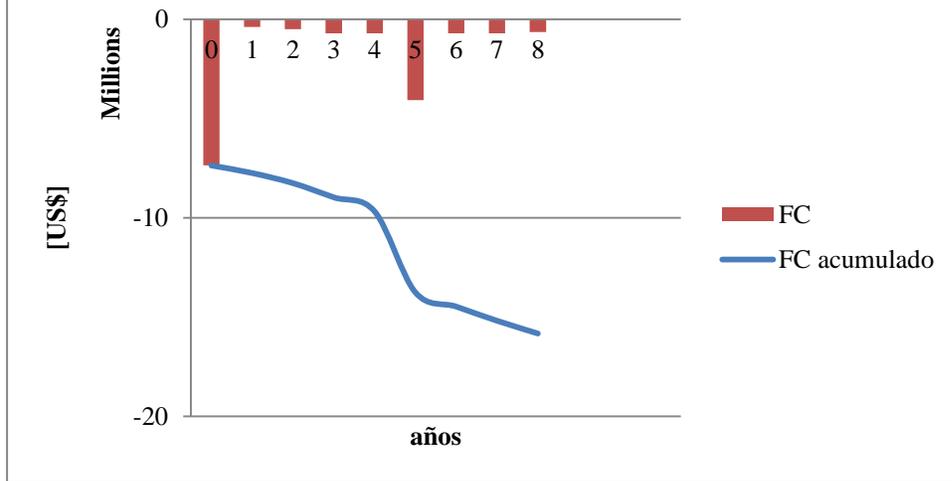
VII.7.2 Venta a privado

Se considera aquí un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Beneficio Venta Privado-manto		
Costo Mina	30,0	US\$/Ton
Costo Flete	5,1	US\$/Ton
Costo Planta	30,5	US\$/Ton
Costo ácido	12,4	US\$/Ton
Costo Total	78,0	US\$/Ton
Valor Fino	68,1	US\$/Ton
Utilidad	-5,0	US\$/Ton

Beneficio Venta Privado-veta		
Costo Mina	30,0	US\$/Ton
Costo Flete	5,1	US\$/Ton
Costo Planta	32,1	US\$/Ton
Costo ácido	15,3	US\$/Ton
Costo Total	82,5	US\$/Ton
Valor Fino	79,0	US\$/Ton
Utilidad	-1,7	US\$/Ton

PRIVADO. VAN= -11.6 MUS\$



Capítulo VIII: Conclusiones

Se hace necesario, aun cuando el modelo de recursos tiene un adecuado nivel de confiabilidad, continuar con las labores de medición de reservas, proyectando nuevos sondajes y/o labores de reconocimiento. En este caso en particular, las vetas asociadas al dique tienen bastantes manifestaciones superficiales y subterráneas y es adecuado encontrar más intersecciones, de manera de que los recursos indicados e inferidos pasen a reservas mineras. Los sondajes que sería recomendable hacer son en la zona de contacto Dique-Manto. En esta zona podría existir una mineralización mayor y aún no ha sido muestreada.

Los recursos totales son 2,26 [MMTon] a una ley de 2,12 % y un consumo de ácido de 11,9 [kgAc/kgCurec] (202 [kgAc/Ton]).

Para la presente evaluación económica se ha considerado un precio del cobre de 300 cUS\$/lb, un costo mina de 15 [US\$/Ton] para los mantos (Room and Pillar) y 20 [US\$/Ton] para vetas (Shrinkage), y un costo de ácido sulfúrico de 82 [US\$/TonAc].

Para la opción ENAMI las variables económicas indican un beneficio total obtenido por Minera Rafaela de 42,16 [MMUS\$], un costo total de 53,53 [MMUS\$] con una inversión de 10,77 [MMUS\$], con lo cual se obtiene un VAN de 16,02 [MMUS\$], TIR de 55%, periodo de retorno del capital de 2 [años] y una vida útil de 8 [años].

Para la opción de venta a privados las variables económicas indican un beneficio total obtenido por Minera Rafaela de 41,97[MUS\$], un costo total de 39,41 [MMUS\$] con una inversión de 10,49 [MMUS\$] con lo cual se obtiene un VAN de 16,21 [MMUS\$], TIR de 56%, periodo de retorno del capital de 2 [años] y una vida útil de 8 [años].

Como se puede ver en la evaluación económica, el VAN es altamente sensible a las leyes presentes, pero es más sensible en el caso de venta a ENAMI que en el caso de asociación con privado. Esto no es menor, ya que en la opción de privado el proyecto resiste hasta una ley de 1,4% CuS, en cambio con ENAMI esta ley es del 1,7% CuS. Esto se explica por el beneficio económico compartido en la opción privada. Si bien el efecto positivo de la asociación con privados es que aun con leyes bajas el proyecto es beneficioso, el efecto negativo es que si la ley sube, el beneficio económico hubiese sido mayor con venta a ENAMI.

El precio del ácido es vital para el proyecto, ya que representa un costo altísimo que es comparable al costo mina e incluso puede llegar a ser mayor. El costo del ácido aquí considerado es el precio internacional CIF, pero dada la asimetría de producción que existe en Chile, donde en la zona centro se tiene un exceso de producción, mientras que en la zona norte se tiene un déficit (7), vale la pena llegar a algún acuerdo con productores propios de la zona centro para obtener este insumo a un precio más bajo. Con el precio del ácido a 84 [US\$/TonAc], el proyecto resiste hasta un consumo de 415,52 [KgAc/Ton], o lo que es igual, 24,5 [KgAc/KgCurec] a ley de 2,12% CuS (opción ENAMI). Esto debe ser tomado en cuenta ya que una caliza franca tiene un consumo de ácido de entre 300-400 [kg ácido/Ton mineral], lo que con una ley de 2% de cobre soluble, significa 18 a 25 [kgAc/kgCurec], y la roca huésped es en general arenisca con mayor o menor grado de caliza y calcita presente. Es por esta razón que se elevan tanto los consumos de ácido una vez que el nivel de brechización de la roca es mayor.

Se ha derribado acá que exista un “premio por las leyes altas” como en general se cree. En efecto existe una mayor valoración económica a las leyes más altas, pero esto es perfectamente proporcional al fino presente en el mineral. Este punto debería ser tomado en cuenta por ENAMI quien para fomentar la pequeña minería debiese amortiguar el efecto de las bajas leyes para que los mineros no extraigan solo las altas leyes, lo que lleva a problemas de estabilidad y seguridad en las minas. Como sea, antes de hacer cualquier optimización de este tipo es necesario que se parta por lo básico, ya que las auditorías que se han hecho a ENAMI no son alentadoras (8) y existe un problema generalizado de desorden y falta de personal por parte de ENAMI.

Los parámetros económicos demuestran que resulta una buena opción considerar vender a privados el mineral si el proyecto tiene una envergadura mayor, ya que se pueden explotar más bajas leyes que en el caso de ENAMI y sobre todo la venta de mineral a ENAMI tiene restricciones de venta - cuota mensual de mineral - que hacen difícil llevar a cabo un plan minero de este tipo con ellos, y la mejor opción es vender a privados el mineral.

Cabe destacar que en el escenario actual, vale decir, con un precio del cobre internacional de 200 [cUS\$/lb], y una tarifa de sustentación de ENAMI de 241 [cUS\$/lb], un costo mina de 30 [US\$/Ton], y un costo de ácido sulfúrico de 70 [US\$/Ton] el negocio no es rentable. Sin duda hay un gran impacto del precio internacional del cobre que ha bajó un 20% durante el 2015 y un 14% el 2014, pero también hay un efecto importante al considerar que actualmente el costo mina que se sitúa en los 30 [US\$/Ton] con una operación mixta entre Room and Pillar y Shrinkage Stopping puede llegar a bajar hasta 15 [US\$/Ton] en Room and Pillar y 20 [US\$/Ton] en Shrinkage Stopping, este nivel de disminución de costos está dentro de lo posible, pero hay que tener claro que es un riesgo.

Capítulo IX: Bibliografía

1. **ENAMI.** *Campaña de Sondajes Mina Rafaela.* Cabildo : s.n., 2012.
2. **LEMAY, NORMAN E.** *Variogram modeling and estimation.* Denver : s.n., 1995.
3. *Rates of working mines; a simple rule of thumb.* **Taylor, H.K.** A203-204, s.l. : Transactions IMM, 1986, Vol. 95.
4. **SONAMI.** *Manual de procedimientos para cálculos de tarifas de minerales y productos mineros.* 1996. págs. 15-29.
5. —. *Guía de Conversión de Unidades en la Minería del Cobre, Precios, Costos y Cargos Orientada a Pequeños Productores.* 2006.
6. **ENAMI.** ENAMI informa sobre aplicación del Fondo de Estabilización del Precio del Cobre para la Pequeña Minería durante el primer semestre del 2016. *ENAMI.* [En línea] 1 de enero de 2016. [Citado el: 1 de abril de 2016.] <http://www.enami.cl/sala-de-prensa/enami-informa-sobre-aplicacion-del-fondo-de-estabilizacion-del-precio-del-cobre-para-la-pequena-mineria-durante-el-primer-semester-del-2016.html>.
7. **COCHILCO.** *El mercado chileno del ácido sulfúrico proyectado al año 2020.* 2012.
8. **CONTRALORIA REGIONAL DE COQUIMBO.** *Pérdidas Económicas Generadas por la Compra y Beneficcionde Minerales.* La Serena : s.n., 2011. 29/2011.
9. *4th Int'l. Symp. on Mine Planning & Equipment Selection.* **MILLER-TAIT, L., PAKALNIS, R. and POULIN, R.** Calgary : s.n., 1995. UBC Mining Method Selection. págs. 163-168.
10. **NICHOLAS, D.** *Method Selection-A Numerical Approach, Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines.* 1981. págs. 39-51.
11. **Nicholas, D.** *SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition.* 1992. págs. 2091-2108. Vol. 2.
12. **BREADNER, JEFF.** UBC Method. 1999. jbreadner@yahoo.com.
13. **CORTES, DIEGO.** *Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en Minera Rafaela.* 2011.
14. **Hoek, Edwin y Brown, Evert.** *Underground excavations in rock.* s.l. : Institution of Mining and Metallurgy, 1980. 0419160302.
15. *Hoek-Brown failure Criterion.* **Hoek, E., Carranza-Torres, C.T. y Corkum, B.** Toronto : North American Rock Mechanics Society, 2002.
16. **SONAMI.** SONAMI. [En línea] 04 de Junio de 2014. [Citado el: 04 de Junio de 2014.] http://www.sonami.cl/index.php?option=com_content&view=article&id=363&Itemid=266.

17. **STEER DAVIES GLEAVE.** *Análisis de costos y competitividad de modos de transporte terrestre de carga interurbana.* Santiago : s.n., 2011.
18. **SILVA, JAIME.** *Informe sobre sondajes mina Rafaela distrito cabildo sur V región chile.* 2001.
19. **CHANCAN, KENT.** *Factibilidad técnica en la aplicación del método de explotación hundimiento por subniveles en el cuerpo mineralizado CNB de compañía minera Cerro S.A.C - Cerro El Pasco.* Cerro de Pasco : s.n., 2011.
20. *Cave mining- State of the art- Proceedings.* **LAUBSCHER, D. H.** [ed.] The Australian Institute of Mining and Metallurgy. 1999. 6th Underground Operators Conference. págs. 165-178. 7/95.
21. **Cochilco.** *Presentación Informe de Tendencias del Mercado del Cobre. Tercer Trimestre de 2015.* Santiago : s.n., 2015.
22. *A theory for In Situ stresses in isotropic and transversely isotropic rock.* **Sheorey, P.R.** 1, s.l. : Elsevier Ltd., 1994, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics abstracts, Vol. 31, págs. 23-34.

Capítulo X: Anexos

X.1 Plano interpolante

X.1.1 Ecuación del plano

En la jerga minera lo más común es usar el rumbo y manto de un plano para describirlo, ya sea este plano un manto (sub-horizontal) o una veta (sub-vertical). La ecuación del plano en 3D es:

Ecuación 2: Plano 3D

$$Ax + By + Cz + D = 0$$

Si se define el rumbo (ρ) como la dirección del plano en la horizontal con respecto al norte, tenemos que:

Ecuación 3: Rumbo

$$z = 0 \Rightarrow Ax + By + D = 0 \Rightarrow \frac{dx}{dy} = \tan(\rho) = -\frac{B}{A}$$

Y el manto (μ) se define como la inclinación que existe en el plano en una dirección normal a esta, es decir, si tomamos la recta:

Ecuación 4: Recta Normal

$$y = \frac{B}{A}x$$

Y el punto $(0,0)$ y $(1, \frac{B}{A})$:

Ecuación 5: manto

$$\tan(\mu) = \frac{dz}{dh} = \frac{\left| -\frac{D}{C} - \left(-\frac{D}{C} - \frac{B^2}{AC} - \frac{A}{C} \right) \right|}{\sqrt{1 + \frac{B^2}{A^2}}} = \sqrt{\frac{A^2 + B^2}{C^2}}$$

X.1.2 Vetas rumbo Norte-Sur

Si se sabe que los datos pertenecientes a los sondeos pertenecen a una veta, se puede interpolar un rumbo y manto a esta.

Se tiene que si la ecuación de la veta es:

$$Ax + By + Cz + D = 0$$

$$x = -\frac{By + Cz + D}{A} \stackrel{def}{\Leftrightarrow} x = -by - cz - d$$

Luego, medimos la distancia a este plano ya sea en la cota norte o en la cota este, se preferirá la cota este, ya que las vetas son de rumbo norte-sur. Luego:

$$\min \sum d_i^2 = \sum (x_i + by_i + cz_i + d)^2$$

Luego, tenemos que:

$$\sum y_i(x_i + by_i + cz_i + d) = 0$$

$$\sum z_i(x_i + by_i + cz_i + d) = 0$$

$$\sum (x_i + by_i + cz_i + d) = 0$$

Traducido a un sistema matricial:

Ecuación 6: coeficientes veta NS

$$\begin{bmatrix} b \\ c \\ d \end{bmatrix} = - \begin{bmatrix} \sum y_i & \sum z_i & n \\ \sum y_i^2 & \sum y_i z_i & \sum y_i \\ \sum y_i z_i & \sum z_i^2 & \sum z_i \end{bmatrix}^{-1} \begin{bmatrix} \sum x_i \\ \sum x_i y_i \\ \sum x_i z_i \end{bmatrix}$$

X.1.3 Vetas rumbo Este-Oeste

Si se sabe que los datos pertenecientes a los sondeos pertenecen a una veta, se puede interpolar un rumbo y manto a esta.

Se tiene que si la ecuación de la veta es:

$$Ax + By + Cz + D = 0$$

$$y = -\frac{Ax + Cz + D}{B} \Leftrightarrow y = -ax - cz - d$$

$$\min \sum d_i^2 = \sum (y_i + ax_i + cz_i + d)^2$$

Luego, tenemos que:

$$\sum x_i(y_i + ax_i + cz_i + d) = 0$$

$$\sum z_i(y_i + ax_i + cz_i + d) = 0$$

$$\sum (y_i + ax_i + cz_i + d) = 0$$

Traducido a un sistema matricial:

Ecuación 7: Coeficientes Veta EW

$$\begin{bmatrix} a \\ c \\ d \end{bmatrix} = - \begin{bmatrix} \sum x_i & \sum z_i & n \\ \sum x_i^2 & \sum x_i z_i & \sum x_i \\ \sum x_i z_i & \sum z_i^2 & \sum z_i \end{bmatrix}^{-1} \begin{bmatrix} \sum y_i \\ \sum y_i x_i \\ \sum y_i z_i \end{bmatrix}$$

X.1.4 Manto

Similarmente a lo anterior, podemos ahora definir que nuestra distancia se medirá en el eje Z, luego, si el manto es de ecuación:

$$Ax + By + Cz + D = 0$$

$$z = -\frac{Ax + By + D}{C} \stackrel{def}{\iff} z = -ax - by - d$$

$$\min \sum d_i^2 = \sum (z_i + ax_i + by_i + d)^2$$

Luego, tenemos que:

$$\sum x_i(z_i + ax_i + by_i + d) = 0$$

$$\sum y_i(z_i + ax_i + by_i + d) = 0$$

$$\sum (z_i + ax_i + by_i + d) = 0$$

Traducido a un sistema matricial:

Ecuación 8: Coeficientes manto

$$\begin{bmatrix} a \\ b \\ d \end{bmatrix} = - \begin{bmatrix} \sum x_i & \sum y_i & n \\ \sum x_i^2 & \sum x_i y_i & \sum x_i \\ \sum x_i y_i & \sum y_i^2 & \sum y_i \end{bmatrix}^{-1} \begin{bmatrix} \sum z_i \\ \sum z_i x_i \\ \sum z_i y_i \end{bmatrix}$$

X.1.5 Programa plano.m

```
% programa que devuelve rumbo y manteo de vetaNS,vetaEW,manto
function planos=plano(filename)
    %importación de datos%
    in=importdata(filename);
    [n,m]=size(in);
    x=in(:,1);y=in(:,2);z=in(:,3);cu=in(:,4);
    %cambio punto de origen%
    mx=mean(x);my=mean(y);mz=mean(z);
    x=x-mx;y=y-my;z=z-mz;
    %definición elementos matriz%
    sx=sum(x);sy=sum(y);sz=sum(z);
    sx2=sum(x.*x);sy2=sum(y.*y);sz2=sum(z.*z);
    sxy=sum(x.*y);sxz=sum(x.*z);syz=sum(y.*z);
    %definición matrices de extrapolación%
    mvns=[sy,sz,n;sy2,syz,sy;syz,sz2,sz];
    mvew=[sx,sz,n;sx2,sxz,sx;sxz,sz2,sz];
    mm=[sx,sy,n;sx2,sxy,sx;sxy,sy2,sy];
    %solución del sistema%
    vns=-inv(mvns)*[sx;sxy;sxz];
    vew=-inv(mvew)*[sy;sxy;syz];
    m=-inv(mm)*[sz;sxz;syz];
    %cálculo de rumbo y manteo (en grados)%
    a=zeros(3,1);b=zeros(3,1);c=zeros(3,1);d=zeros(3,1);
    a(1)=1 ;b(1)=vns(1);c(1)=vns(2);d(1)=vns(3);
    a(2)=vew(1);b(2)=1 ;c(2)=vew(2);d(2)=vew(3);
    a(3)=m(1) ;b(3)=m(2) ;c(3)=1 ;d(3)=m(3);

    r=round(180/(2*pi)*atan(-b./a));
    u=round(180/(2*pi)*-atan(-sign(a)./c .*sqrt(a.^2+b.^2)));
    planos=[r,u];
    %grafico
    scatter3(x,y,z,'fill');
    hold on;
```

```
xLim = [min(x) max(x)];  
zLim = [min(z) max(z)];  
[X,Z] = meshgrid(xLim,zLim);  
Y1=(a(1)*X+c(1)*Z)/(-b(1));  
Y2=(a(2)*X+c(2)*Z)/(-b(2));  
Y3=(a(3)*X+c(3)*Z)/(-b(3));  
  
reOrder = [1 2 4 3];  
patch(X(reOrder),Y1(reOrder),Z(reOrder),'r');  
patch(X(reOrder),Y2(reOrder),Z(reOrder),'g');  
patch(X(reOrder),Y3(reOrder),Z(reOrder),'b');  
  
alpha(0.3);
```

X.2 Ubicación de puntos en el plano

X.2.1 De los datum WGS84 y PSAD56 en Chile

Se plantea aquí el problema siempre presente en terreno, que las medidas con GPS no son directamente viables de poner en un plano, mensurar, etc. puesto que los GPS Garmin al menos, que son los más ocupados, no tienen calibrada por defecto una medida para Chile. Si bien como se muestra en la siguiente imagen, existe la opción de cambiar el datum a PSAD56, este no coincide con los planos de SERNAGEOMIN, ENAMI, etc.

Ilustración 14: Cambio de datum en el GPS



La razón de esta discrepancia está en la transformación de coordenadas y no en la medida misma. El GPS internamente para cambiar de un datum a otro tiene parámetros de transformación nominales, válidos para toda Sudamérica, esto es la fuente del error, ya que la precisión de estas transformaciones es baja y fácilmente puede sobrepasar los 50[m] de error.

La forma de salvar este error es simple, hay que dejar el GPS en WGS84 y luego hacer la transformación de coordenadas con el convertidor oficial del Instituto Geográfico Militar (IGM), o bien emplear una fórmula simple que suma alguna cantidad a cada coordenada.

Link de descarga de programa oficial transformación de datum IGM:

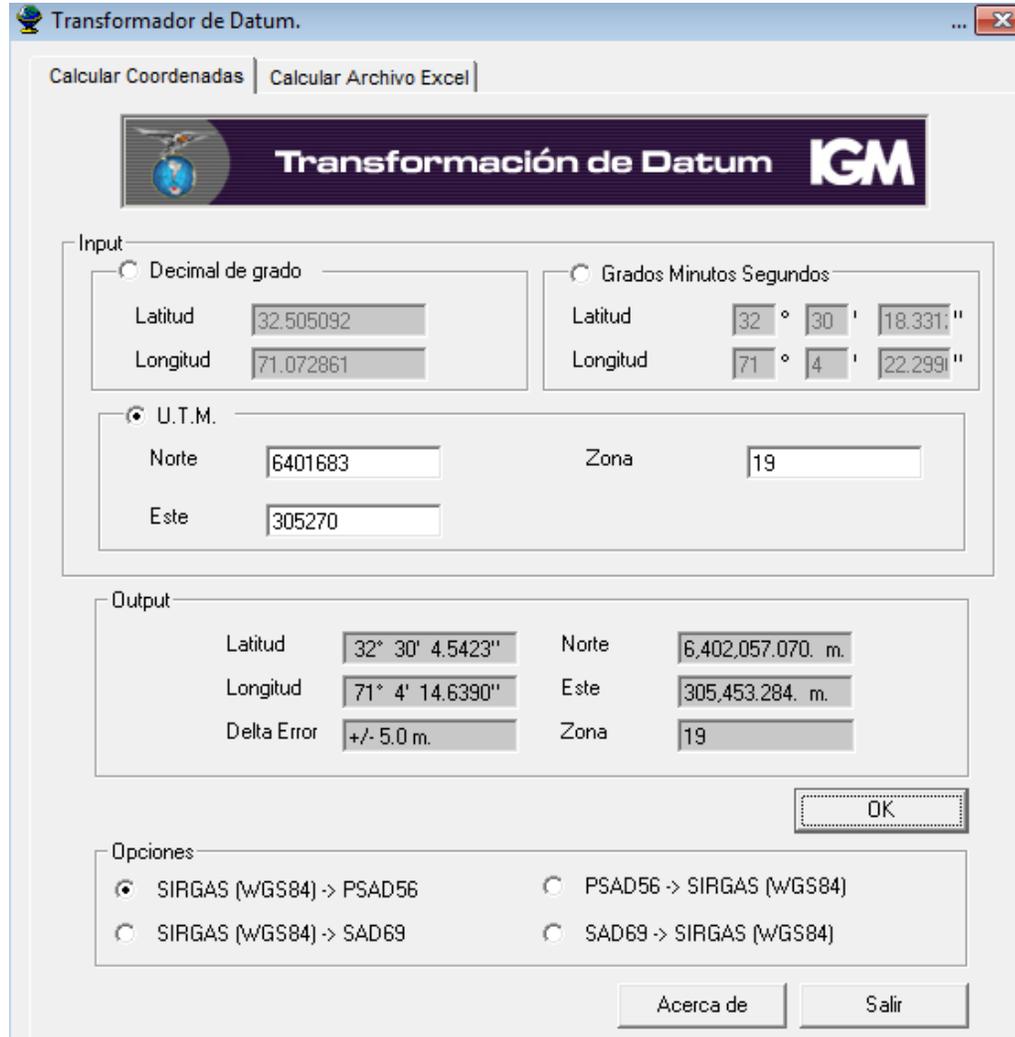
http://www.igm.cl/CD_SIRGAS/PROGRAMA%20TRANS%20DATUM/Instala_Datum_XP.zip

Pongamos como ejemplo el punto tomado del GPS (WGS84):

Tabla 15: Punto ejemplo tomado con el GPS (WGS84) de un lindero de la propiedad

Este	305.270
Norte	6.401.683

Ilustración 15: Convertidor de datum IGM



Las siguientes fórmulas son válidas para la mina y alrededores:

$$Este_{PSAD56} = Este_{WGS84} + 183$$

$$Norte_{PSAD56} = Norte_{WGS84} + 374$$

Coordenada	Punto original (WGS84)	Conversión Programa	Conversión Fórmulas
Este	305.270	305.453,284	305.453
Norte	6.401.683	6.402.057,070	6.402.057

En resumen, si se está dentro de la pertenencia o cerca, con las fórmulas descritas basta, pero esta conversión no es válida en todos lugares, por lo que se debe verificar la conversión con las entregadas por el convertidor de datum oficial del IGM si se está en un lugar diferente.

Ilustración 16: Concesión Rafaela

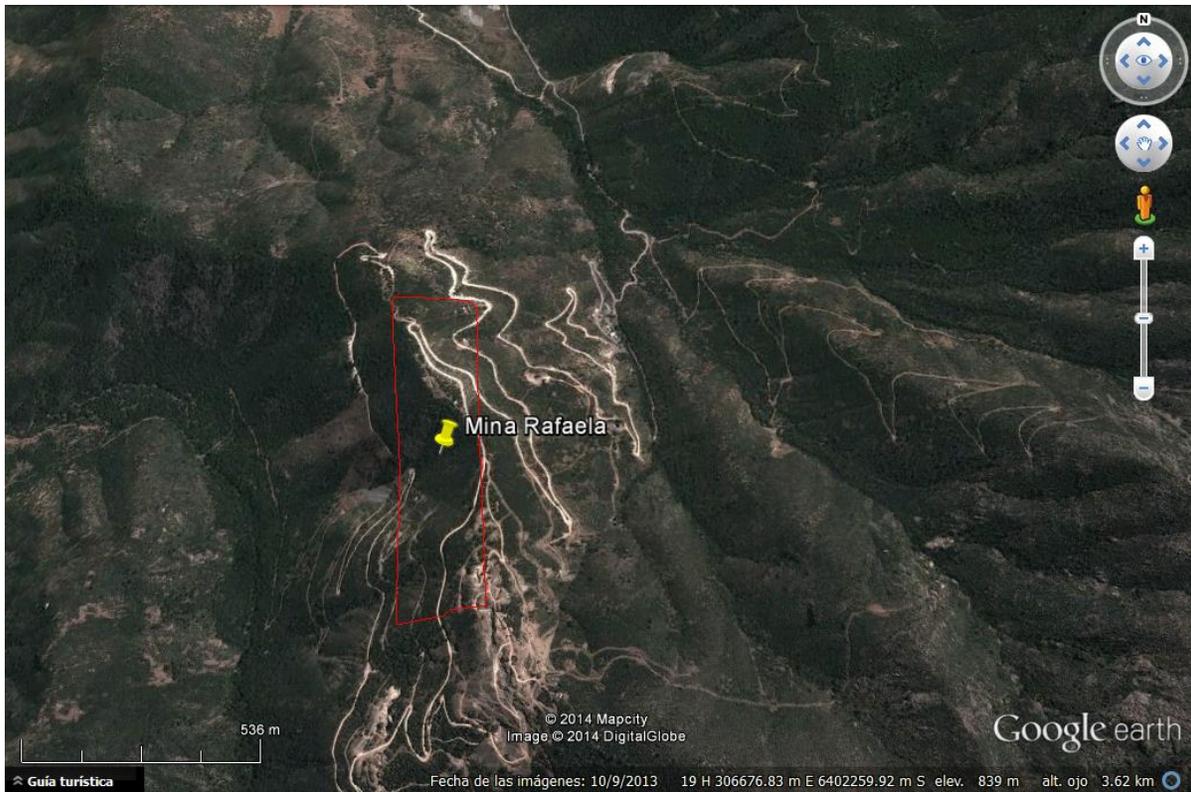


Tabla 16: Coordenadas Concesión (PSAD56;H19)

Lindero	Este	Norte
L1	305.421	6.403.059
L2	305.670	6.403.084
L3	305.771	6.402.090
L4	305.523	6.402.064

X.3 Definición de estructuras

Las estructuras presentes en mina Rafaela se han estudiado bastante bien dado el tiempo de explotación que lleva la mina, a la información de las labores vecinas y a las campañas de sondaje que se han realizado. Se sabe de este conocimiento empírico que se tienen dos sets de estructuras verticales importantes; el primero es de rumbo NS y manteo subvertical y el otro es de rumbo N20W y también es de manteo subvertical, hay un set que ha sido poco estudiado que es de rumbo NW y está asociado a un dique que aflora en superficie. Estos sets pueden mineralizar en los contactos de los mantos un área mayor que dependiendo de la cantidad de estructuras mineralizadas que pasan por el sector se pueden considerar mineralización mantiforme.

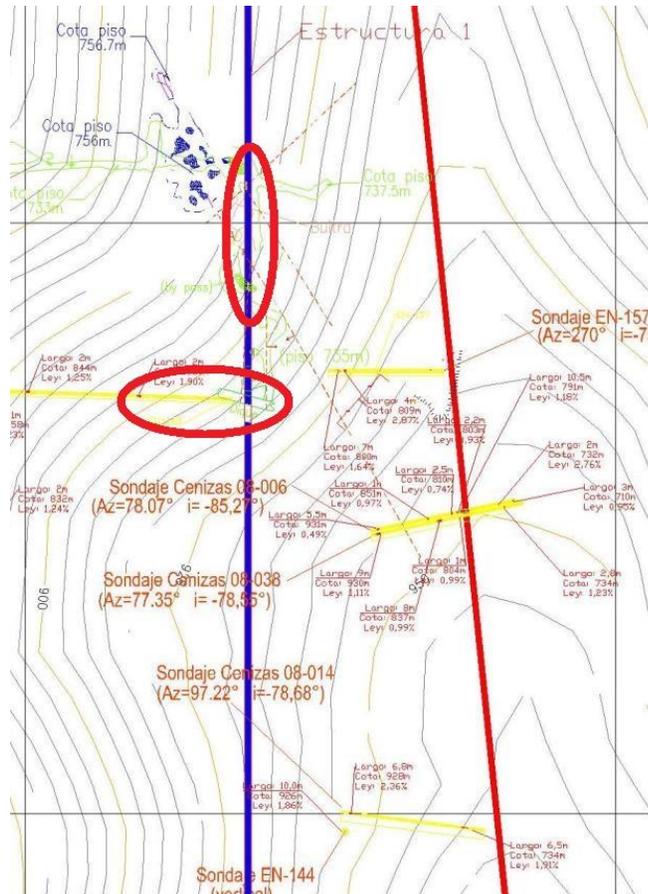
A continuación se presenta un listado de las estructuras presentes en mina Rafaela y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de $2,7 \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right]$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

X.3.1 Estructura 1

Esta estructura se define gracias al sondaje EN-148 y a información de producción de la mina, pues recientemente se ha explotado dicha estructura en el nivel 735.

Considerando una estructura con rumbo N-S, se puede calcular un manteo de 85°E , luego es posible obtener un espesor real de la estructura en el punto cortado por el sondaje, en este caso es de 3,5 [m]. La ley considerada para este caso es de 1,9% de Cu, valor entregado por análisis químico a testigos de sondaje.

Ilustración 17: Estructura 1



A continuación se presenta un resumen de la geometría de la veta y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de $2,7 \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right]$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

Tabla 17: Estimación de recursos estructura 1

Estructura	Rumbo	Manteo	Corrida Ind [m]	Corrida Inf [m]	Pot. [m]	Vert. [m]	Indicado [Ton]	Inferido [Ton]
Veta 1	NS	85°E	199	200	3,5	70	131.639	132.300

X.3.2 Estructura 2

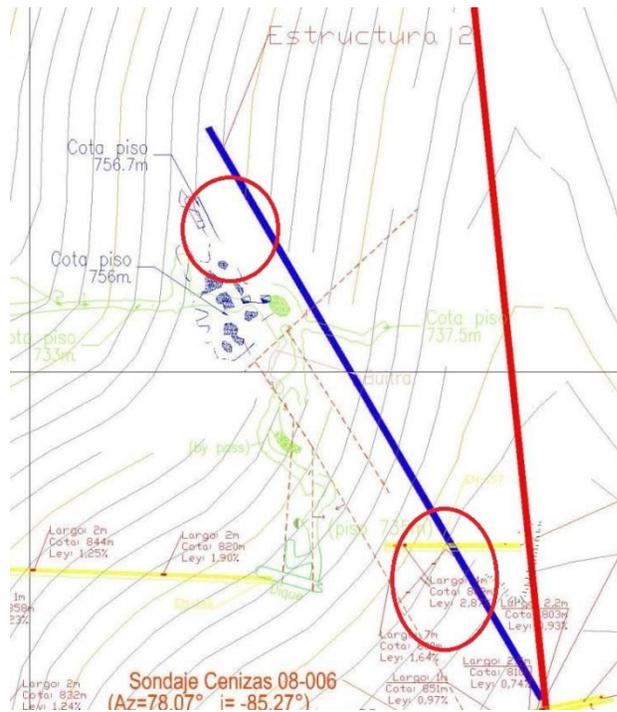
Esta estructura se define gracias al sondaje EN-157 y a información de producción de la mina, en el sector norte del nivel 735, esta estructura es la responsable de la importante producción de la mina en la primera parte del año 2013.

Repitiendo el ejercicio anterior, se determina que una estructura con un manteo de 70°E cumple con el modelo, esto es totalmente consistente con la información medida en terreno para dicha estructura.

El espesor aparente que corta el sondaje es de 4 [m], y considerando las inclinaciones del sondaje y manteo de la estructura, se obtiene un espesor real de 3 [m], en la cota 735 esta estructura produce un ensanchamiento en la zona de contacto de andesitas y calizas, que tiene una potencia de unos 5 a 8 [m], por lo que se usará 4,5 [m] como potencia promedio para la estimación. Cabe destacar que esta veta varía su potencia a lo largo de su rumbo y verticalmente por lo que el tonelaje más preciso es el entregado por el software.

Con respecto a la ley media de esta estructura, el tramo cortado por el sondaje tiene una ley media de 2,87% Cu y de información de producción el nivel 735 entrega leyes cercanas al 2,0 % Cu, por ello se decide obtener un promedio de ambos valores, con lo que se obtiene una ley media de 2,43% de Cu.

Ilustración 18: Estructura 2



A continuación se presenta un resumen de la geometría de la veta y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de $2,7 \left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3} \right]$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

Tabla 18: Estimación de recursos estructura 2

Estructura	Rumbo	Manteo	Corrida Ind [m]	Corrida Inf [m]	Pot. [m]	Vert. [m]	Indicado [Ton]	Inferido [Ton]
Veta 2	N20W	70° E	200	225	4,5	70	170.100	191.363

X.3.3 Estructura 3

Esta estructura se define gracias al sondaje 08-006 de Compañía Minera Las Cenizas, a información de producción de la mina y a información de producción de Mina Peumo, ubicada al Sureste de Rafaela, en donde se explotaron las mismas estructuras.

El espesor mineralizado cortado por el sondaje de 2,0 [m], los que son 0,7 [m] proyectados en el plano de la veta. Respecto a la ley media de esta estructura, el tramo cortado por el sondaje tiene una ley media de 2,76% Cu.

Ilustración 19: Estructura 3



A continuación se presenta un resumen de la geometría de la veta y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de $2,7 \frac{Ton}{m^3}$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

Tabla 19: Estimación de recursos estructura 3

Estructura	Rumbo	Manteo	Corrida Ind [m]	Corrida Inf [m]	Pot. [m]	Vert. [m]	Indicado [Ton]	Inferido [Ton]
Veta 3	N20W	70° E	200	325	0,7	70	26.460	42.998

X.3.4 Estructura 4

Esta estructura queda definida de igual forma que la estructura 3, tanto por información de producción como por información de Mina Peumo.

Ilustración 20: Estructura 4



A continuación se presenta un resumen de la geometría de la veta y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de $2,7 \frac{Ton}{m^3}$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

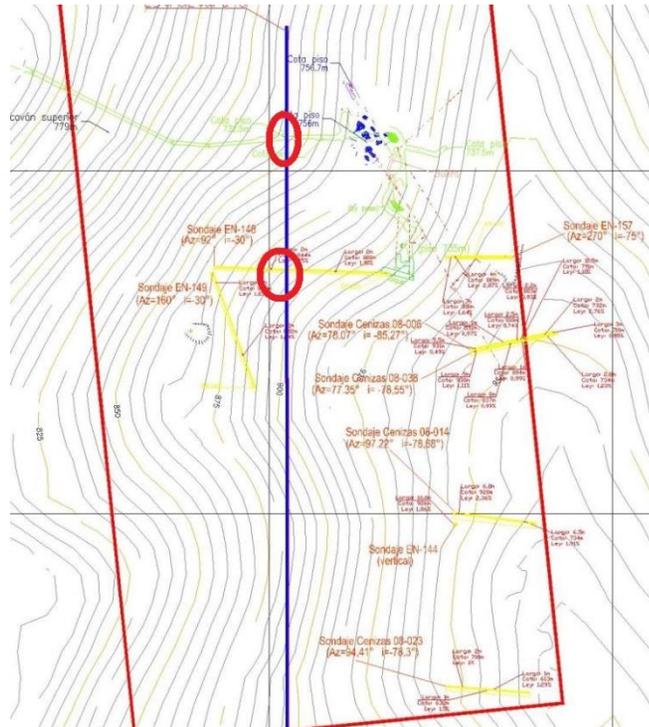
Tabla 20: Estimación de recursos estructura 4

Estructura	Rumbo	Manteo	Corrida Ind [m]	Corrida Inf [m]	Pot. [m]	Vert. [m]	Indicado [Ton]	Inferido [Ton]
Veta 4	N20W	70° E	200	335	1,5	70	56.700	94.973

X.3.5 Estructura 6

Esta estructura está definida por información de producción y por el sondaje EN-148, en su primer tramo mineralizado, ya que posee 3,5 [m] de mineralización con 1,25% de Cu, además la proyección de la estructura pasa por el socavón de acceso en un tramo con mineralización.

Ilustración 21: Estructura 6



A continuación se presenta un resumen de la geometría de la veta y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de 2,7 $\left[\frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}\right]$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

Tabla 21: Estimación de recursos estructura 6

Estructura	Rumbo	Manteo	Corrida Ind [m]	Corrida Inf [m]	Pot. [m]	Vert. [m]	Indicado [Ton]	Inferido [Ton]
Veta 6	NS	85° E	189	200	3,5	70	125.024	132.300

X.3.6 Estructura 7 y 8

Estas estructuras son de óxidos y están bastante afloradas, ya que se manifiestan en 3 lugares de la pertenencia, está asociada a un dique bastante potente que en sectores tiene más de 70 cm de potencia, esta estructura en realidad es un set de estructuras que se manifiesta a lo largo de toda la pertenencia con rumbo NW, pero alrededor del dique se manifiestan dos estructuras bastante importantes y corroborables, por ello estos recursos se considerarán indicados. Se supone para efectos de estimación que estas vetas van desde el nivel de aguas subterráneas hasta superficie.

Ilustración 22: Vetas Dique

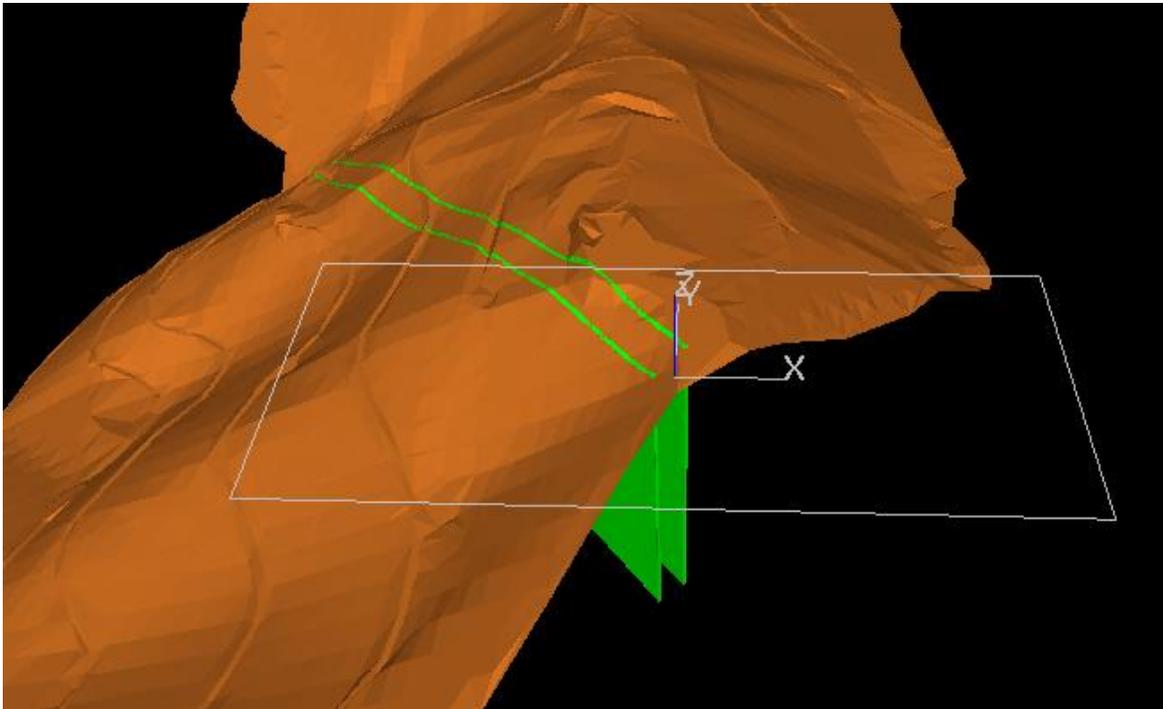
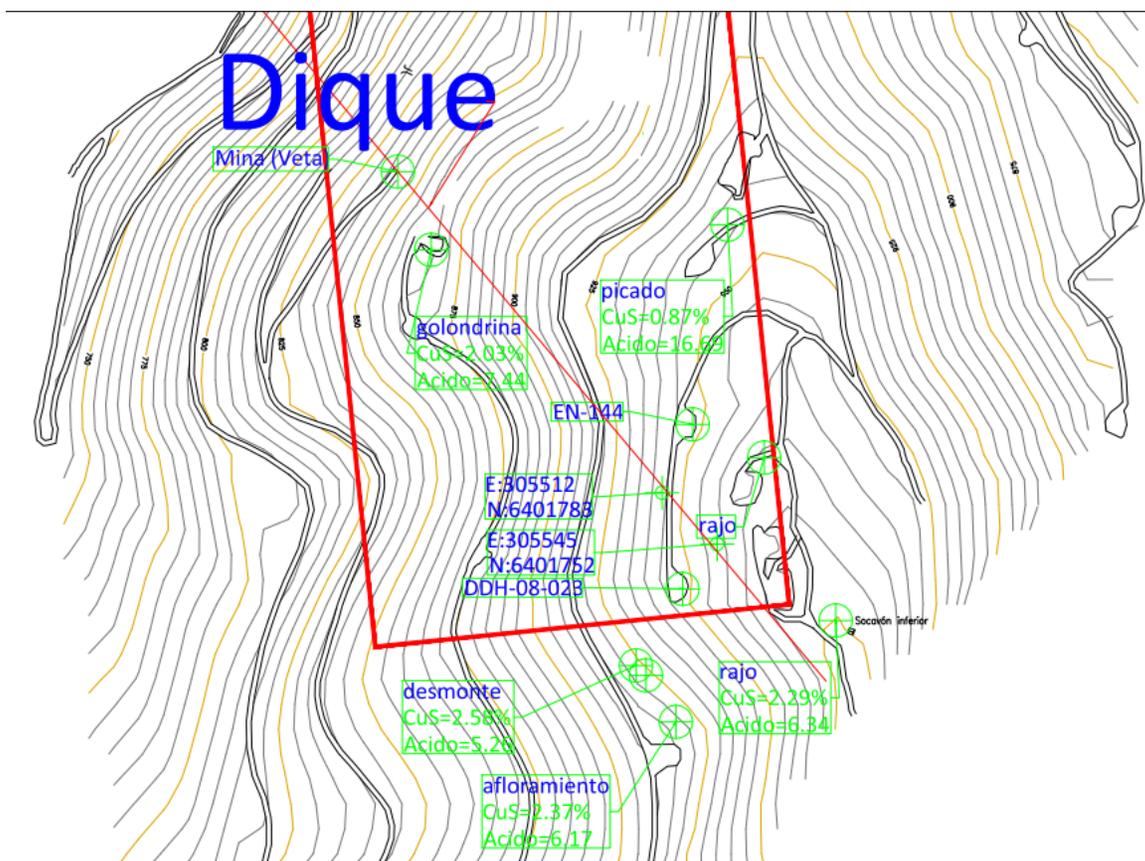


Ilustración 23: Dique



A continuación se presenta un resumen de la geometría de la veta y una cubicación estimativa considerando su corrida, extensión vertical, una potencia promedio y una densidad de roca de $2,7 \frac{Ton}{m^3}$, el tonelaje exacto usado en esta memoria se obtiene con cubicaciones de Datamine presentadas en III.4 Recursos de Óxidos.

Tabla 22: Estimación de recursos estructura 7 y 8

Estructura	Rumbo	Manteo	Corrida Ind [m]	Corrida Inf [m]	Pot. [m]	Vert.	Indicado	Inferido
						[m]	[Ton]	[Ton]
Veta 7	N40W	Subvetical	382	-	1,5	70	108.297	-
Veta 8	N40W	Subvetical	422	-	1,5	70	119.637	-
Total							227.934	-

X.3.7 Manto 1 Óxidos

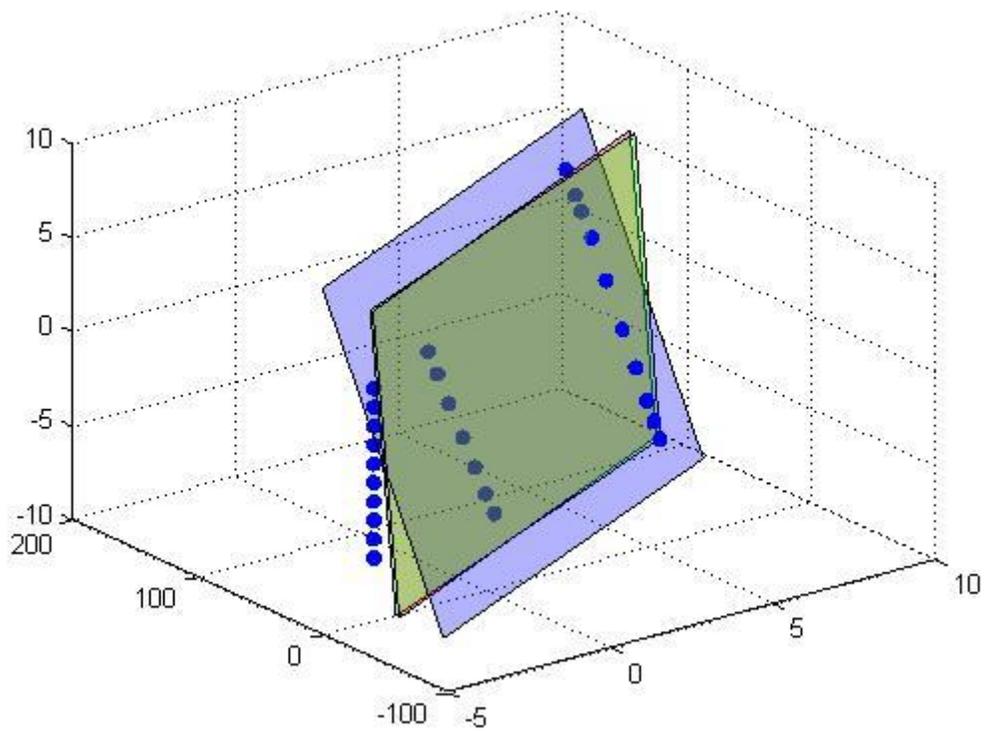
Este manto es bastante importante y su existencia tiene evidencias tanto de leyes como litológicas, es posiblemente el manto más extenso y potente que tenga la pertenencia y vale la pena seguir sondeándolo para definir mejor los sectores de alta ley presentes en él.

Al hacer correr el programa de interpolación con las leyes presentes en los sondajes DDH-08-014, DDH-08-006 y EN-144-12 según el plano interpolante, estas serían las soluciones posibles:

Tabla 23: Planos interpolantes

	Rumbo	Manteo
Veta NS	3	41
Veta EW	3	41
Manto	3	29

Ilustración 24: Planos interpolantes



Este manto es el más importante de todos los cuerpos de óxidos y tiene tanto manifestaciones superficiales como datos de sondajes

Ilustración 25: Manto de óxidos 1

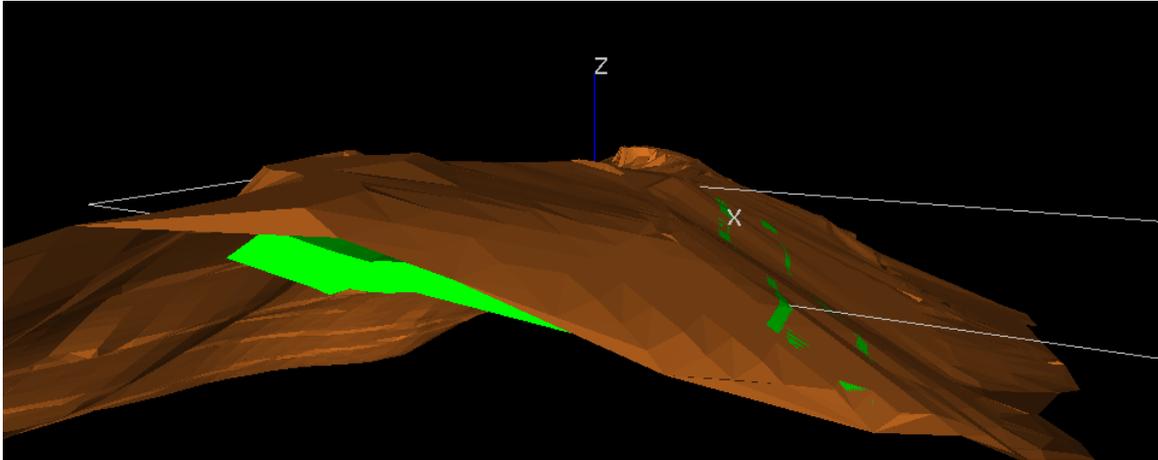


Ilustración 26: Manto de óxidos 1

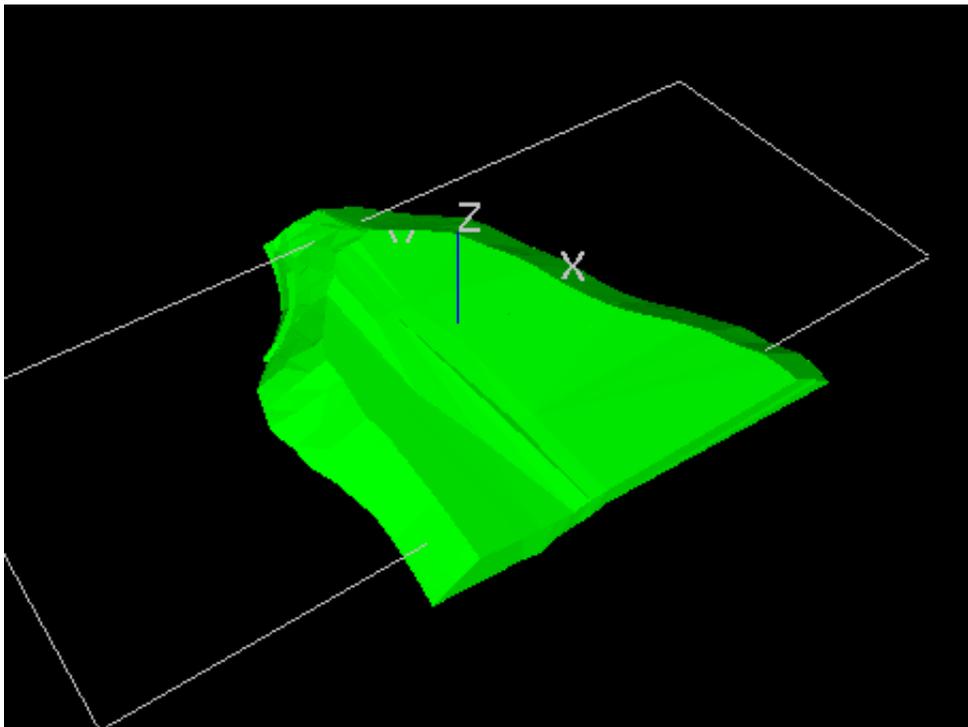
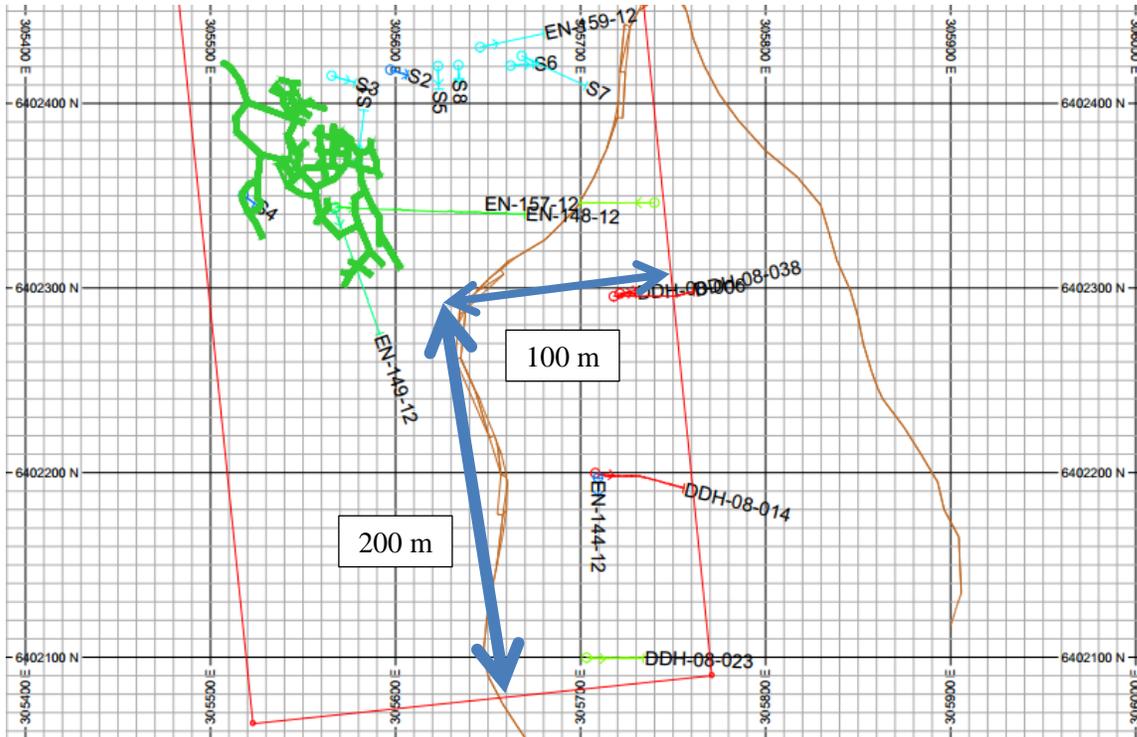


Ilustración 27: Zona de manto de óxidos a SE



La zona involucrada en el manto SE (manto 1 óxidos + manto 2 óxidos) es de 100x200 m, esto es, un área de 20.000 m², con una potencia variable de entre 5 a 15 metros, para todos los efectos se ha considerado que la potencia promedio es de 10 metros, o sea, tenemos un volumen involucrado de 200.000 m³, con lo cual, si consideramos un peso específico de la roca de 2,7 tenemos un tonelaje de 540.000 [Ton]. Esto es sólo estimativo, ya que el tonelaje más exactamente se tiene con cubicaciones de Datamine presentadas.

Tabla 24: Estimación de recursos manto 1 óxidos

Estructura	Rumbo	Manteo	Largo NS	Largo EW	Potencia	Tonelaje
Manto óxidos 1	N3E	28° E	200	100	10 metros	540.000 [Ton]

X.3.8 Manto 2 Óxidos

Este es un manto menos importante, con unos 3 metros aproximados de potencia.

Tabla 25: Planos interpolantes

	Rumbo	Manteo
Veta NS	-18	10
Veta EW	-18	10
Manto	-18	10

Ilustración 28: Planos interpolantes

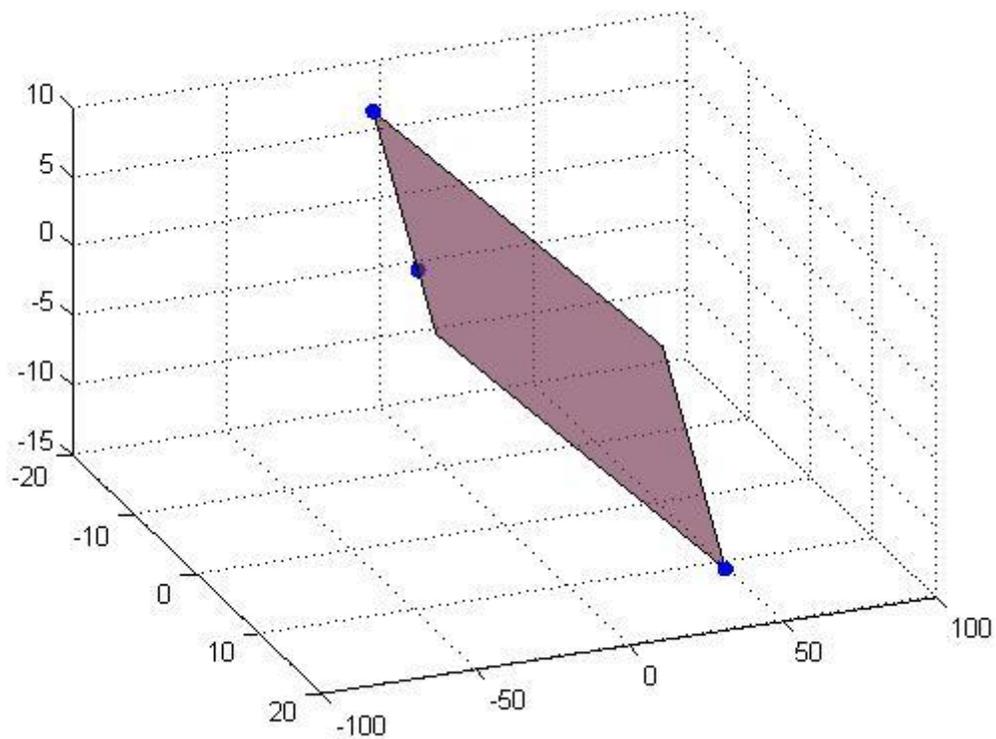


Ilustración 29: Manto de óxidos 2

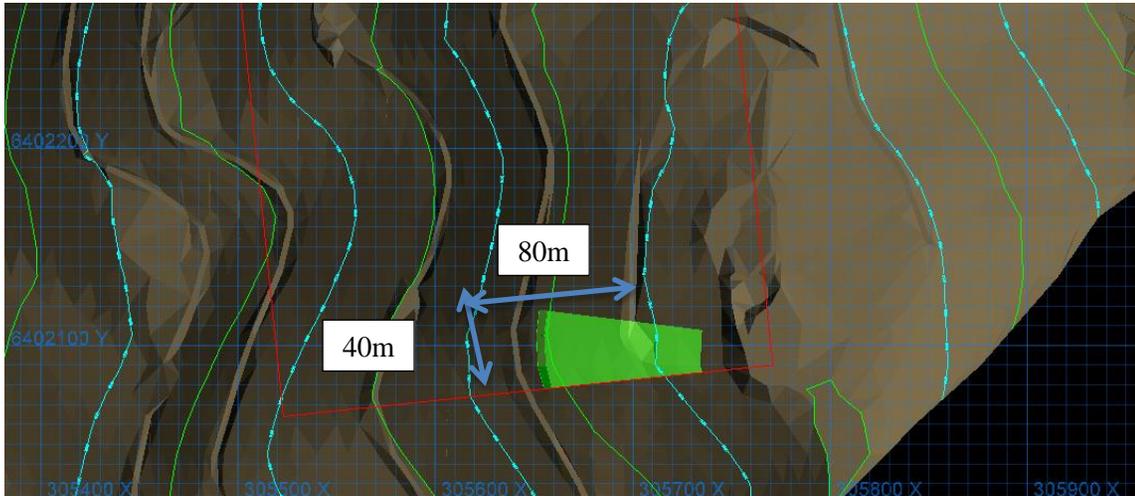


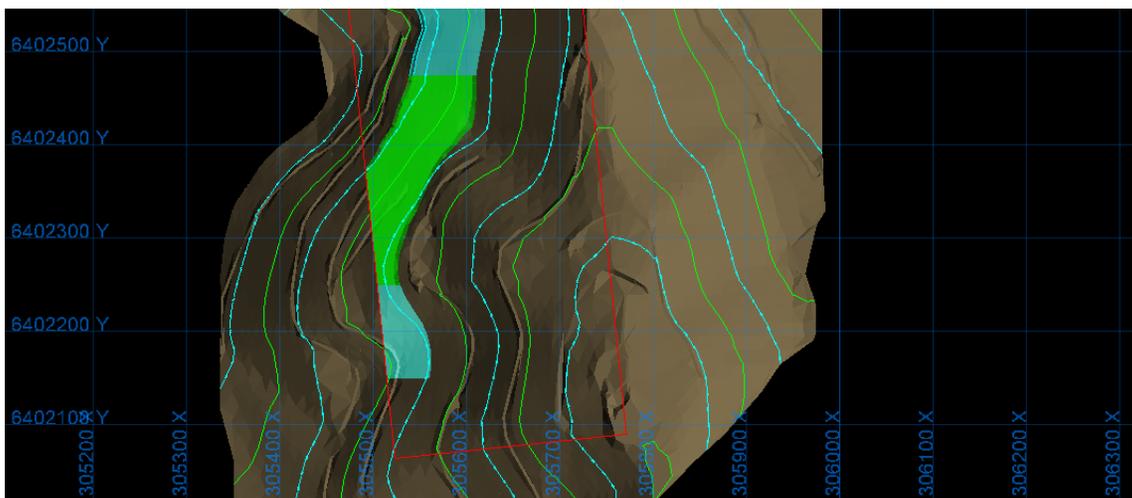
Tabla 26: Estimación de recursos manto 2 óxidos

Estructura	Rumbo	Manteo	Largo NS	Largo EW	Potencia	Tonelaje
Manto óxidos 2	NS	10° E	40	80	3 metros	25.920 [Ton]

X.3.9 Manto 3 Óxidos

Este manto se sitúa sobre el nivel 779, tiene un manteo aproximado de 20° E y hay evidencia interior mina de la existencia de zonas de óxidos que están sobre el estrato inferior de andesitas. El ancho del manto es variable por lo que su cubicación se obtiene en este caso directamente desde Datamine.

Ilustración 30: Manto nivel 779 vista planta



X.4 Método de Nicholas

En primer lugar hay que tener en cuenta que independiente de la metodología ocupada para evaluar el método de explotación, la lógica de la selección del método es la importante. Por ejemplo es descartable de plano un método de Room and Pillar para un cuerpo subvertical. Es así como existen métodos que cuantifican en un puntaje los distintos aspectos tanto de forma, leyes y geomecánica del yacimiento.

Para evaluar el método de explotación del yacimiento, vamos a ocupar una variante de la metodología propuesta por Nicholas, llamada UBC (9) , tal como en el método de Nicholas (10) (11) este método asigna puntajes a las características del yacimiento para los métodos más convencionales de explotación. La evaluación se hace en una planilla de Excel de libre descarga en internet (12) que tiene incorporados los puntajes asignados a las distintas variables que se seleccionan.

X.4.1 Método de Nicholas vetas

Los parámetros geotécnicos necesarios son los correspondientes a la unidad Golondrina (13)

Tabla 28: Parámetros Nicholas vetas

Parámetro	Valor
Orebody Shape	Platy/Tabular
Orebody Plunge	Steep (More than 55 degrees)
Ore Grade	Uniform
Orebody Thickness	Very Narrow (less than 3 m)
Orebody Depth	0-100 m
RMR HW	Medium
RMR Ore	Medium
RMR FW	Medium

Las puntuaciones según el método se presentan a continuación:

Tabla 29: Puntuaciones Nicholas vetas

1	Shrinkage Stopping (25)
2	Cut and Fill Stopping (23)
3	Open Pit (22)
4	Sublevel Stopping (14)
5	Top Slicing (11)
6	Square Set Stopping (10)
7	Sublevel Caving (-26)
8	Longwall Mining (-27)
9	Room and Pillar (-28)
10	Block Caving (-30)

En consecuencia podemos ver que el mejor método para la explotación de las vetas es el Shrinkage Stopping, esto se debe a que las vetas son subverticales y poco potentes, además tanto la roca caja como la roca mineralizada son medianamente competentes lo que asegura la estabilidad de las labores y sin duda la ley del mineral hace que se pueda pensar en aplicar este método, ya que aunque la geometría del yacimiento fuese favorable, sino se tuvieran altas leyes sencillamente no se pagarían los costos asociados a este. El método de Cut and Fill es perfectamente aplicable a las vetas, ya que las leyes son altas y la geometría de las vetas es favorable, es por esto que su puntaje en el método de Nicholas es tan parecido a Shrinkage Stopping, la única condición que hace que sea ligeramente mejor el Shrinkage Stopping es la competencia de la roca, ya que si la roca fuese de mala calidad habría que explotar el cuerpo mediante Cut and Fill. El método Open Pit sin duda podría ser una apuesta para aplicarlo cerca de superficie, pero como el yacimiento no es masivo, sería una apuesta arriesgada este tipo de explotación puesto que al profundizar un poco el rajo se tendría una razón estéril/mineral muy alta ya que las vetas son poco potentes. El método de Sublevel Stopping debería aplicarse en su variante Narrow Vein Stopping, para obtener una mejor selectividad, sin embargo este método es mejor para cuerpos con una potencia de al menos 5 [m] pues de otra forma habría problemas para tener una distancia apropiada entre un subnivel y otro lo cual haría preferible usar el Shrinkage Stopping o Cut and Fill. Naturalmente los métodos de Slicing o Caving no aplican en lo absoluto a yacimientos vetiformes por lo que sus puntajes de Nicholas son muy bajos.

X.4.2 Método de Nicholas Mantos

Los parámetros geomecánicos ocupados son los de caliza negra, calcarenita y andesita, que tienen un RMR entre 60-80 (13)

Tabla 30: Parámetros Nicholas mantos

Parámetro	Valor
Orebody Shape	Platy/Tabular
Orebody Plunge	Flat
Ore Grade	Uniform
Orebody Thickness	Narrow(3-10)
Orebody Depth	0-100 m

Las puntuaciones según el método se presentan a continuación:

Tabla 31: Puntuaciones Nicholas mantos

1	Room and Pillar (28)
2	Open Pit (25)
3	Sublevel Stoping (25)
4	Longwall Mining (22)
5	Cut and Fill Stoping (21)
6	Top Slicing (17)
7	Square Set Stoping (7)
8	Shrinkage Stoping (-25)
9	Sublevel Caving (-32)
10	Block Caving (-35)

En consecuencia podemos ver que el mejor método para la explotación de los mantos es el Room and Pillar, esto es muy lógico, puesto que es el método por excelencia para mantos, la roca mineralizada es medianamente competente lo cual asegura que se puede ocupar este método autosoportante y la ley del mineral es alta, lo cual hace que se pueda pagar este tipo de explotación que tiene un costo mayor a otros. Sin duda el Open Pit es una opción real para poder explotar los mantos porque los mantos de óxidos están cerca de superficie, pero el problema es por un lado que el depósito no es masivo y por otro lado que la mensura tiene muy poco espacio para hacer un botadero importante, lo cual hace descartar de plano este método. El Sublevel Stoping sería una opción en lugares donde los mantos son más potentes, pero como la potencia de los mantos no siempre es uniforme sería muy arriesgado usar esta opción aún en los mantos más potentes (10 [m]). Los métodos para cuerpos subverticales (Shrinkage, Cut and Fill) quedan sin duda descartados y los métodos de caving también porque el yacimiento no es masivo, lo mineralizado es un contacto entre estratos que tiene una potencia muy acotada.

X.5 Diseño Room and Pillar

Los mantos presentes en minera Rafaela son de rumbo aproximado Norte-Sur, por lo cual las calles del Room and pillar serán concordantes con esta dirección. Los cruzados hay que hacerlos por el manto aparente:

Ecuación 9: manto aparente

$$\tan(\mu_{ap}) = \tan(\mu_r) \cdot \sin(\Delta\rho)$$

Donde:

μ_{ap} : Manto aparente

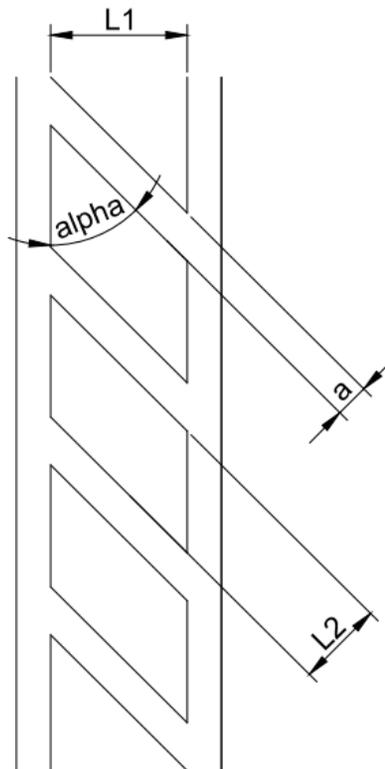
μ_r : Manto real

$\Delta\rho$: Diferencia de rumbo

Como el manto es bastante pronunciado, esto es, unos 20° (34%), debemos privilegiar las calles por sobre los cruzados. Si usamos una diferencia de rumbo de 45° , obtenemos un manto aparente de 25%.

Se seguirá aquí la metodología de Lunder & Pakalnis para dimensionar los pilares:

Ilustración 32: Diseño de labores



Tenemos entonces por el método del área tributaria que:

$$\frac{S_p \cdot A_p}{\sigma_z \cdot A_T} = F.S.$$

Y que:

$$\text{Recuperación} = \frac{A_T - A_p}{A_T}$$

Donde:

$\sigma_z = \gamma h = 5.4 \text{ [MPa]}$: Esfuerzo vertical

$A_T = (L_1 + a)(L_2 + \frac{a}{\sin(\alpha)})$: Área tributaria

$S_p =$: Resistencia del pilar a la compresión

$A_p = L_1 L_2$: Área del pilar

$F.S.$: Factor de Seguridad

S_p : Se calcula mediante la metodología de Lunder-Pakalnis con las siguientes fórmulas:

$$S_p = 0.44 UCS(0.68 + 0.52 K)$$

$$K = \tan(\arccos(1 - C_{pav}/1 + C_{pav}))$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\left(\frac{w_p}{h} \right) + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{w_p/h}}$$

Como los pilares no son cuadrados, se tiene que:

$$w_p = 4 \frac{\text{Area}}{\text{Perímetro}} = 4 \frac{L_1 L_2}{2L_2 + \frac{2L_1}{\sin(\alpha)}}$$

Luego, llegamos al siguiente diseño:

Tabla 32: Parámetros L&P

Área Pilar	20	m ²
Perímetro Pilar	22,1	m
Wp	3,6	m
Wp/h	0,36	
Cpav	2.99E-06	
K	0,0035	
Sp	24,00	Mpa

Tabla 33: Parámetros de diseño

Diseño		
A	4	m.
L1	5	m.
L2	4	m.
A	45°	
Altura	10	m.
F.S.	2,0	
Recuperación	77%	

X.6 Diseño Shrinkage Stopping

X.6.1 Dimensionamiento de caserones

La unidad básica de explotación de este método es el caserón, este caserón debe ser geomecánicamente estable, maximizar la recuperación manteniendo una alta selectividad y minimizar la dilución. El sistema de Shrinkage Stopping es actualmente el sistema de explotación ocupado en minera Rafaela y las dimensiones de estos ya son conocidas, puesto que la misma operación ha ido refinando el tamaño de los caserones para que sean estables, seguros y operacionalmente eficientes.

El caserón normal de mina Rafaela tiene un tamaño de 3 metros de ancho, 35 metros de corrida y 25 metros de alto. Para efectos de cálculo se considerará que el caserón está orientado verticalmente, aunque en realidad se hace siguiendo el manto de la estructura, que es generalmente subvertical. Calcularemos la estabilidad de este caserón mediante el método gráfico de Estabilidad Gráfico desarrollado por Mathews y Potvin (1988) que relaciona el coeficiente de estabilidad N' con el radio hidráulico a través de un gráfico construido con datos empíricos de más de 189 faenas mineras.

Para el cálculo del número de estabilidad N' , se utiliza la siguiente expresión:

Ecuación 10: Número de estabilidad N'

$$N' = Q' * A * B * C$$

En donde:

Q' : Índice Q de Burton modificado, $Q' = \frac{RQD}{J_N} * \frac{J_R}{J_A}$

N' : Número de estabilidad

Q' : Índice Q de Barton modificado

A : Factor de esfuerzos

B : Factor de orientación de discontinuidades

C : Factor de ajuste por gravedad

RQD : Rock Quality Designation

J_n : Factor de ajuste por sets de discontinuidades

J_r : Factor de ajuste por rugosidad de discontinuidades

J_a : Factor de ajuste por alteración de discontinuidades

Tabla 34: Clasificación de roca según RQD

DESCRIPTION	VALUE	NOTES
1. ROCK QUALITY DESIGNATION	RQD	
A. Very poor	0 - 25	1. Where RQD 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. RQD intervals of 5, i.e. 100, 95, 90 etc. are sufficiently accurate.
E. Excellent	90 - 100	

El resto de los factores se pueden obtener de las respectivas tablas, considerando el caso que corresponda.

Tabla 35: Factor de ajuste por sets de discontinuidades J_n

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	

Tabla 36: Factor de ajuste por rugosidad de discontinuidades J_r

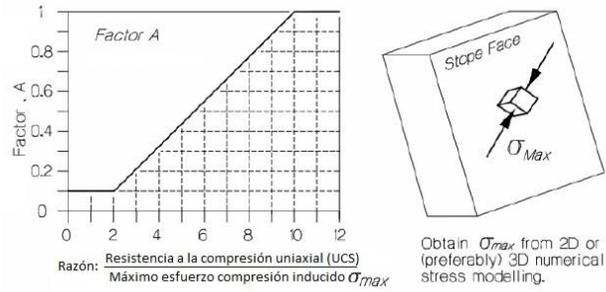
3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	J_r	
a. Rock wall contact		
b. Rock wall contact before 10 cm shear		
A. Discontinuous joints	4	
B. Rough and irregular, undulating	3	
C. Smooth undulating	2	
D. Slickensided undulating	1.5	1. Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m.
E. Rough 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.
c. No rock wall contact when sheared		
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)	

Tabla 37: Factor de ajuste por alteración de discontinuidades J_a

4. JOINT ALTERATION NUMBER	J_a	ϕ_r degrees (approx.)	
a. Rock wall contact			
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling	0.75		1. Values of ϕ_r , the residual friction angle, are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present.
B. Unaltered joint walls, surface staining only	1.0	25 - 35	
C. Slightly altered joint walls, non-softening mineral coatings, sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	2.0	25 - 30	
D. Silty-, or sandy-clay coatings, small clay-fraction (non-softening)	3.0	20 - 25	
E. Softening or low-friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1 - 2 mm or less)	4.0	8 - 16	

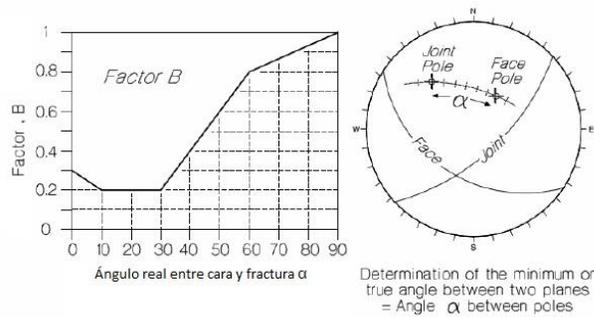
El Factor A, corresponde a un ajuste por los esfuerzos in-situ, para ello se considera la resistencia a la compresión simple (UCS) de la roca, y el máximo esfuerzo de compresión inducido, con la razón entre ambos valores, se ingresa al gráfico que se presenta, y se obtiene el valor del factor A.

Ilustración 33: Factor de ajuste A



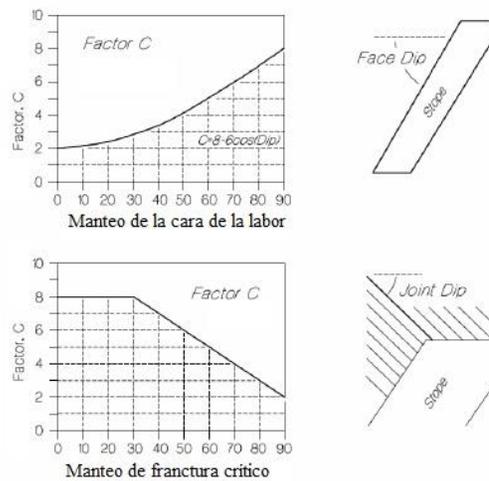
El Factor B, realiza un ajuste por la orientación de las discontinuidades respecto de la superficie de excavación, este factor también se obtiene de manera gráfica y para ello se requiere el ángulo entre la excavación y la discontinuidad.

Ilustración 34: Factor de ajuste B



Finalmente el Factor C, realiza un ajuste debido a la gravedad, se obtiene gráficamente y según el caso basado en el modo de falla, se utiliza uno de los dos gráficos presentados a continuación:

Ilustración 35: Factor de ajuste C



Una vez estimados cada uno de los factores descritos anteriormente, se obtiene el valor del número de estabilidad N' , con el cual se ingresa al gráfico de estabilidad, y dado que se desea estar en la zona estable, se obtiene un valor máximo para el radio hidráulico.

Por otro lado, se debe calcular el radio hidráulico, el cual depende de las dimensiones de las labores y se utiliza para estimar la estabilidad del techo del caserón y el tamaño de la pared colgante.

$$\text{Radio Hidráulico } HR = \frac{\text{Área de sección de la labor}}{\text{Perímetro de la labor}}$$

Este ejercicio se debe realizar todas las paredes del caserón (EW, HW, FW). El valor de Q' se presenta en la siguiente tabla (13):

Tabla 38: Cálculo de Q'

Factor	Valor
UCS [MPa]	80
RQD [%]	52
Factor JN	6
Factor JR	1,5
Factor JA	1
Q'	20

Luego, los valores de los factores de ajuste se presentan en la tabla a continuación.

Tabla 39: Dimensiones Caserón

dimensiones caserón	
vertical [m]	55
corrida [m]	35
transversal [m]	3

Tabla 40: Factores de ajuste para cálculo de N'

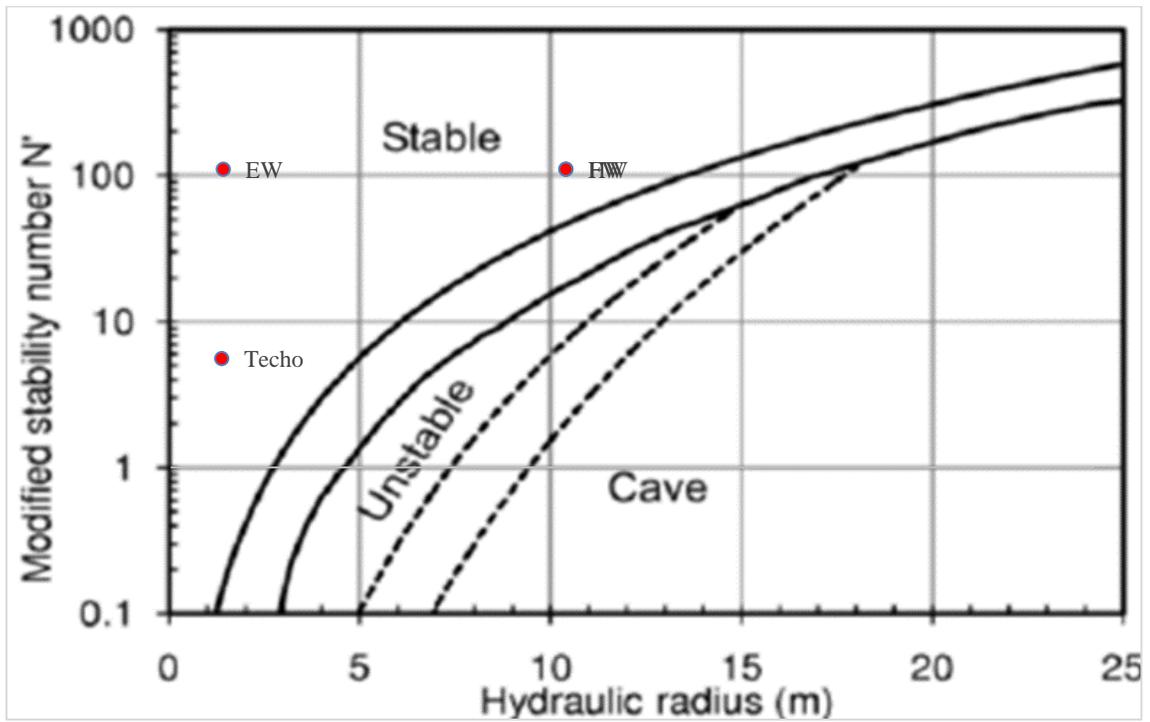
	A	B	C
Techo	0,7	0,2	2,0
EW	0,7	1,0	8,0
HW	0,7	1,0	8,0
FW	0,7	1,0	8,0

Tabla 41: HR y N' del caserón

	HR	N'
Techo	1,38	5,60
EW	1,42	112,00
HW	10,69	112,00
FW	10,69	112,00

Utilizando el gráfico correspondiente se procede a ubicar los puntos para cada caso.

Ilustración 36: Estabilidad de caserones



X.6.2 Dimensionamientos de pilares

Para la aplicación del método se requiere dejar pilares entre caserones. Estos se calcularán con el método del área tributaria siguiendo la metodología de Lunder y Pakalnis.

Ilustración 37: Diseño de pilares

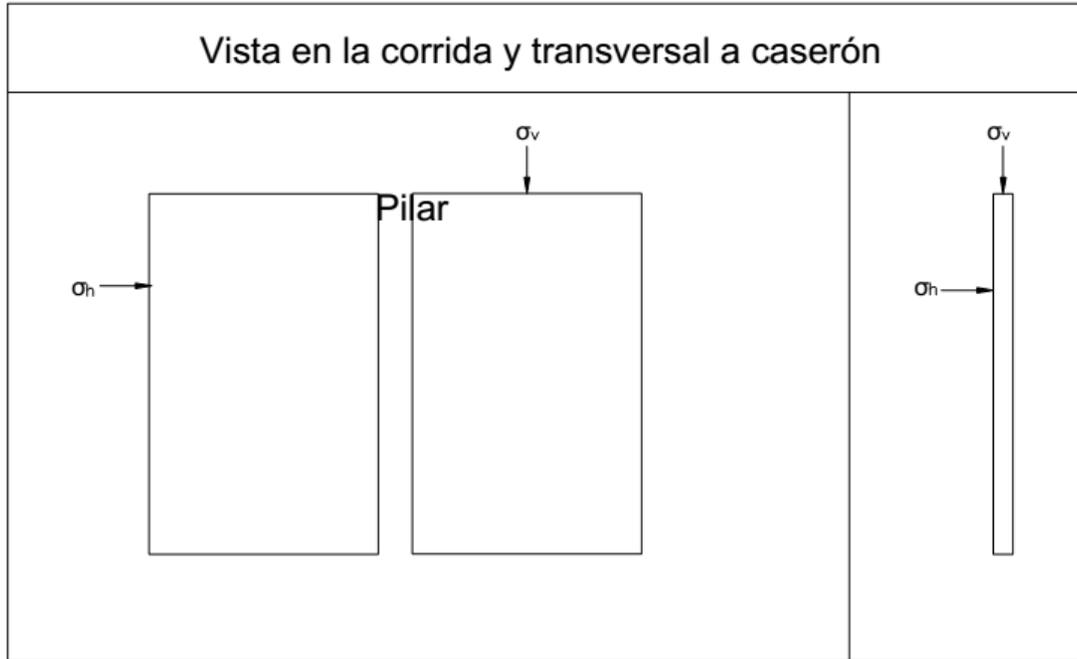
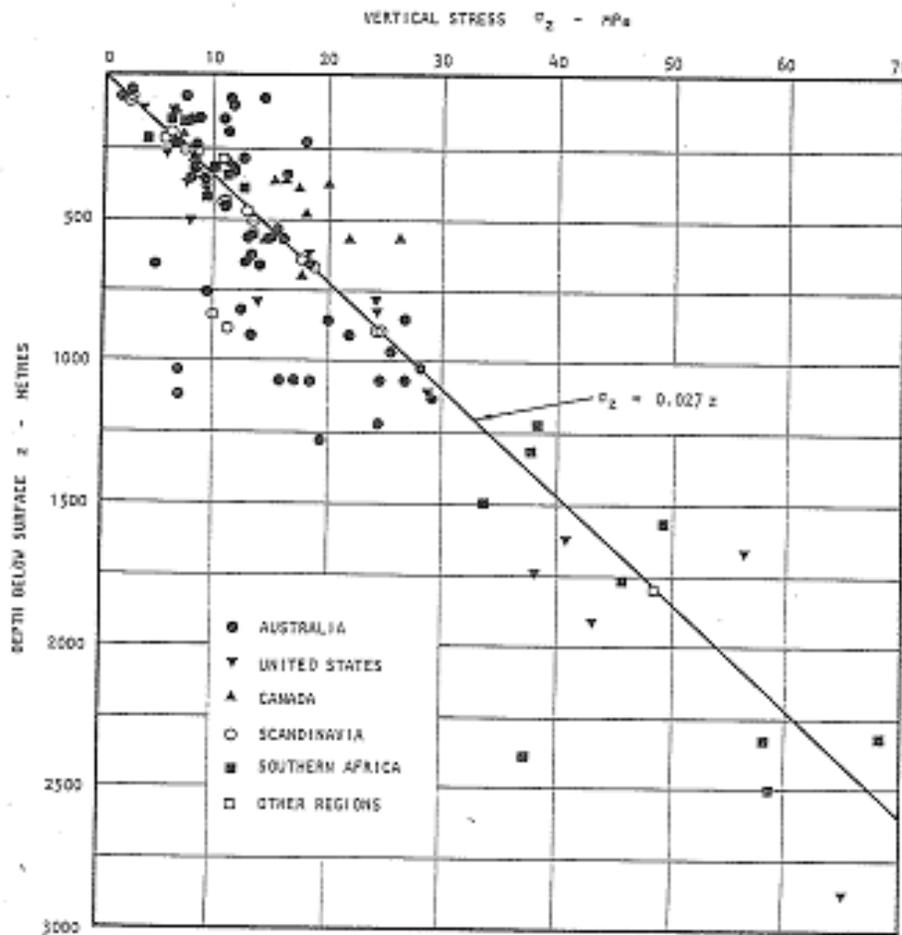


Ilustración 38: Figura 40, página 99 de (14) .Presión vertical σ_z vs profundidad



Ecuación 11: esfuerzo vertical

$$\sigma_v = 70[m] \cdot 0,027 \left[\frac{MPa}{m} \right] = 1,89[MPa]$$

El valor del esfuerzo horizontal (σ_h) se calculará como una proporción del esfuerzo vertical (σ_v), según la ecuación de Sheorey (14):

Ecuación 12: Ecuación de Sheorey

$$k = 0,25 + 7 \cdot E_h \left(0,001 + \frac{1}{z} \right)$$

Donde:

E_h = Módulo de deformación promedio de la corteza terrestre en dirección horizontal en [GPa], su rango típico es de 10 a 100 [GPa]

z = Profundidad

El módulo de deformación lo obtenemos desde la relación (15):

Ecuación 13: Em en función de parámetros de Hoek-Brown

$$E_m [GPa] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \cdot 10^{\frac{GSI-10}{40}}$$

Donde:

E_m = Módulo de deformación [GPa]

D = Factor de alteración

σ_{ci} = Resistencia a la compresión de la roca [MPa]

GSI = Geological Stress Index de Hoek and Brown

Todos estos parámetros los podemos obtener desde (13):

Tabla 42: Parámetros de Hoek and Brown del macizo (13)

Parámetro	Valor
D	0
σ_{ci}	80
GSI	65

Luego, tenemos entonces que $E_m = 21,2$ [GPa] y que:

Ecuación 14: valor de k

$$k = 0,25 + 7 \cdot 21,2 \cdot \left(0,001 + \frac{1}{70}\right) = 2,52$$

Ecuación 15: valor esfuerzo horizontal

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v = 2,52 \cdot 1,89 [MPa] = 4,76 [MPa]$$

Siguiendo la metodología de Lunder & Pakalnis se llega a que el pilar debe tener una corrida de 5,2[m]:

Tabla 43: Dimensiones pilar

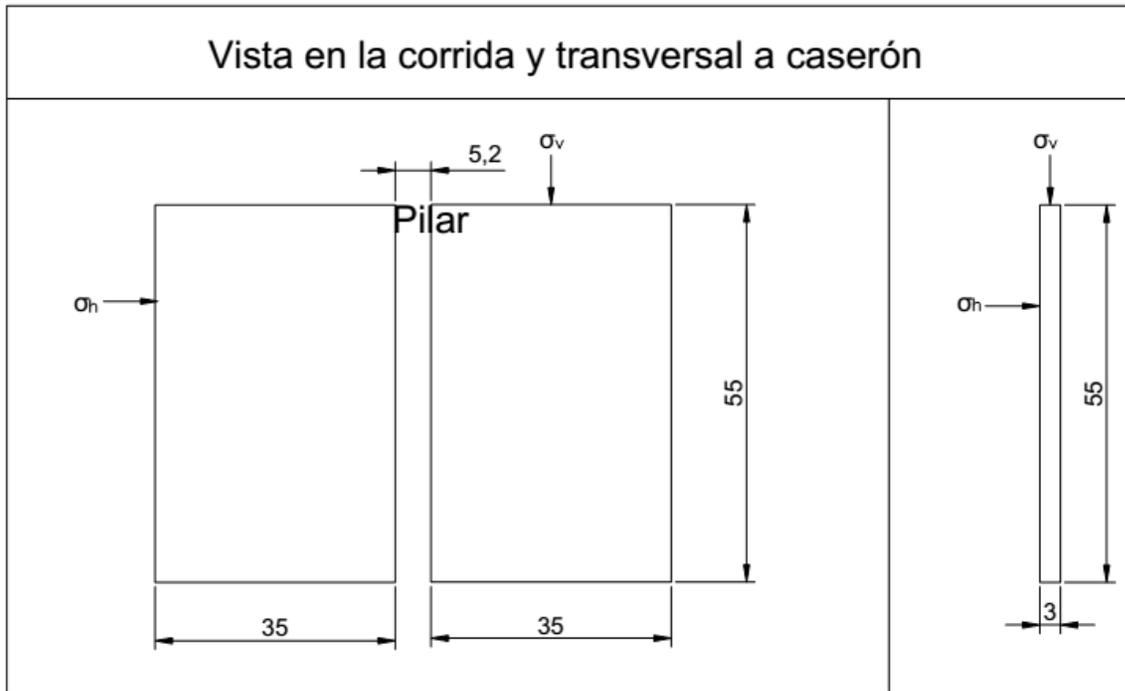
	Vertical [m]	Corrida [m]	Transversal [m]
Pilar	55	5,2	3

Tabla 44: Factores seguridad pilar

	F.S. vertical	F.S. corrida
Pilar	1,64	1,60

Luego, tenemos el siguiente layout de labores:

Ilustración 39: medidas en la corrida y transversal de labores



Ahora podemos calcular, tal como en el método de Room and Pillar la recuperación del método:

Ecuación 16: Recuperación de Shrinkage Stopping

$$\text{Recuperación} = \frac{\text{Área caserón}}{\text{Área Total}} = \frac{35[m] \cdot 55[m]}{40,2[m] \cdot 65[m]} = 74\%$$

X.7 ENAMI como comprador

A diferencia de un proyecto privado, en el cual existe una planta de tratamiento de minerales, para la pequeña minería es ENAMI quien compra los minerales y fija mensualmente tarifas para la compra de distintos productos de metales preciosos y otros no ferrosos (en menor medida). Los principales productos que compra ENAMI para sus fundiciones son concentrados de cobre, oro y plata; precipitados y minerales de fundición directa. También compra minerales para concentración por flotación y lixiviación que son procesados en distintas plantas para su beneficio. Existen plantas de lixiviación para óxidos y flotación para óxidos.

En las plantas se obtienen productos intermedios; precipitados en caso de óxidos y concentrados en el caso de sulfuros. Estos dos productos en conjunto con los minerales de fundición directa, forman parte del abastecimiento propio de las Fundiciones.

En las fundiciones se hace el Refino a Fuego (RAF) y se obtienen ánodos que luego van a la refinería. En el refino electrolítico (EW) se obtiene cátodos de cobre. En la planta de metales nobles se procesan barras anódicas provenientes de la electro-refinación (ER), obteniéndose como producto oro, plata, selenio crudo y teluro.

ENAMI comercializa diferentes productos y minerales, así que estos deben clasificarse para definir en qué etapa del proceso deben ingresar. Esto depende de la ley y se distinguen 3 grupos:

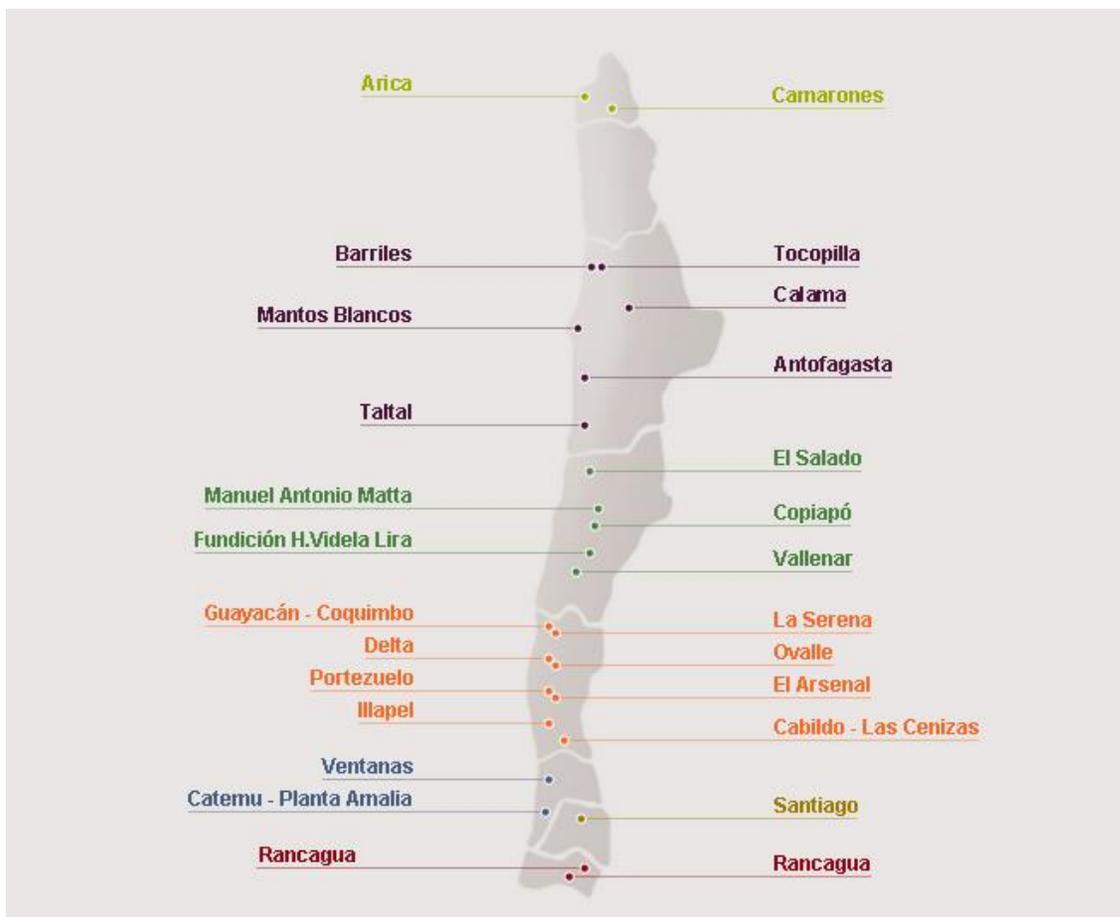
1. Minerales con destino a planta: Minerales que requieren concentración por su baja ley
 - 1.1. Minerales de Flotación : Minerales de oro, plata y **sulfuros de Cobre.**
 - 1.2. Minerales de Lixiviación : Minerales de **oxidados de cobre.**
 - 1.3. Minerales mixtos : Minerales con **óxidos y sulfuros.**
2. Minerales destino fundición: Minerales que pueden ir directamente a la etapa de fundición
3. Productos destino fundición: Minerales que han sido previamente concentrados por el productor
 - 3.1. Concentrados de fundición directa : Producto de la flotación (**Sulfuros**).
 - 3.2. Precipitados de fundición directa : Producto de la lixiviación (**Óxidos**).

X.7.1 Plantas de ENAMI

ENAMI se encuentra en todo el país desde Arica a Rancagua, ya sea con oficinas mineras, oficinas comerciales o poderes de compra. Posee cinco plantas de beneficio y una fundición donde trabajan más de 1300 personas. Existen plantas de beneficio donde se procesan sólo sulfuros, otras sólo óxidos y en otras poseen los dos tratamientos.

Quienes venden minerales a ENAMI se rigen por el Reglamento de Compras de Minerales y Productos Mineros, que los obliga a estar empadronados y a respetar la tarifa vigente o el precio acordado en un contrato específico. El proceso de compra contempla la recepción en el poder de compra, cierre del lote, chancado, otorgamiento de anticipo al productor minero, refinado de la muestra, análisis químico, determinación de ley de los metales, liquidación del lote y pago.

Ilustración 40: Plantas ENAMI



Si se quiere comenzar un proyecto de pequeña minería, el primer paso lógico es preocuparse de qué planta de beneficio se tiene cercana al lugar de explotación. Dependiendo de la lejanía a la planta varía el costo de transporte, que puede llegar a ser importante. En nuestro caso, la planta más cercana, la de Cabildo – Las Cenizas no procesa minerales oxidados y por tanto quedan las opciones de Illapel y Catemu. La planta más cercana es Catemu.

X.7.2 Tarifa ENAMI

Siempre que se quiera entrar en un negocio de pequeña minería, hay que preocuparse especialmente por el tema de tarifas de ENAMI, ya que será en fin de cuentas esta la variable económica que decidirá si el proyecto flota o no, ya que en pequeña minería no se vende cobre ni un subproducto de él directamente a mercados internacionales, sino que es ENAMI quien compra el mineral.

Existe poco conocimiento en general de cómo esta tarifa es calculada y cómo varía según los distintos factores que la constituyen.

La tarifa de compra se define como los “precios que ENAMI paga a los industriales por unidad de mineral o producto”, en nuestro caso el producto es mineral y por ende la unidad es la tonelada, en general es calculada mediante ingresos y costos, esto es:

Ecuación 17: Cálculo tarifa de compra

$$\text{Tarifa compra} = \text{Precio Internacional} - \text{Costos tratamiento}$$

Los parámetros que rigen las tarifas son los siguientes:

- Ley base del concentrado o precipitado
- Ley base del mineral
- Pérdidas metalúrgicas y recuperación
- Cargos de tratamientos
- Precio del metal
- Paridad cambiaria

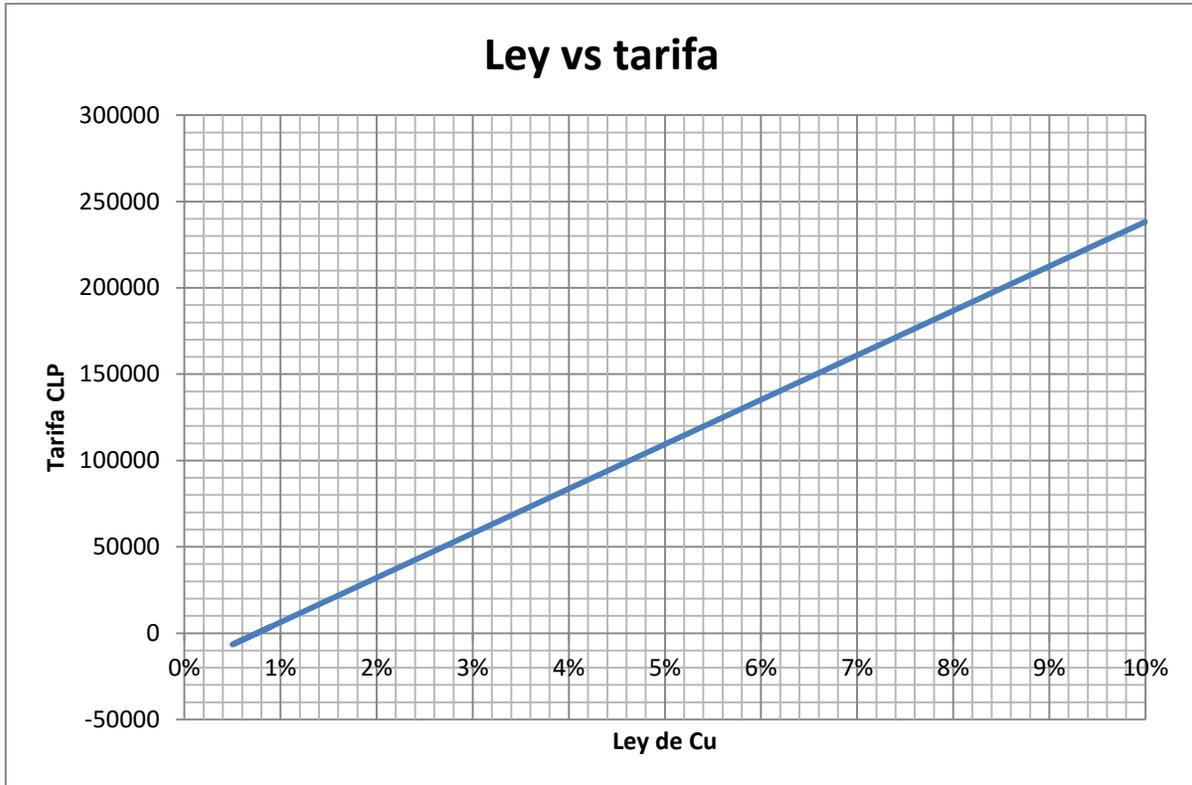
Una de las cosas que es poco comprendida es la llamada “Ley Base” (No confundir con Ley de Corte). Este parámetro de ley base se aplica para caracterizar una cierta ley –la ley de base- a un cierto precio conocido, y en torno a ese valor se define la “escala”, que es equivalente a lo que vale un 1% de ley, ya sea en subida o bajada desde la “ley base”. Esto derriba el mito de que ENAMI “premia las leyes altas y castiga las bajas” como en general se cree, ya que la escala es perfectamente lineal, que es lo mismo que pasaría si se estuviese vendiendo directamente cobre en mercados internacionales. Por supuesto que si el mineral tiene una mayor ley se genera mayor beneficio económico, pero esta ganancia es proporcional al fino presente en el mineral y no existe ningún ajuste extra por este concepto.

Para ilustrar este concepto, tomemos como ejemplo la tarifa del mes de mayo de 2014 para mineral de flotación en Cabildo – Rancagua. Los parámetros son:

Ley base (2.5 %) = \$ 45.003
Escala (1%) = \$ 25.768

Hay descuentos que pudiesen aplicarse a la escala dependiendo del lugar de venta, que tiene que ver con el fondo de estabilización, crédito tarifario y otros, pero esencialmente es bajar el valor de la escala un poco y no afecta la linealidad de la tarifa.

Gráfico 3: Ejemplo tarifa según ley. Mayo 2014 ganga caliza.



La ecuación entonces que define la tarifa es:

Ecuación 18: Tarifa en función de ley

$$Tarifa = Tarifa\ base + (Ley - Ley\ base) * escala$$

Evidentemente la escala debe estar reajustada por todos los parámetros de costos extra que se impongan. Una curiosidad de esta forma de calcular la tarifa es que para un proyecto privado, la “ley de corte” sería cuando la tarifa iguala el costo de poner el mineral en la planta, es decir, costo mina (CM) y transporte (CT):

Ecuación 19: Ley de Corte para proyecto privado

$$Tarifa = CM + CT = Tarifa\ base + (Ley\ Corte - Ley\ base) * escala$$

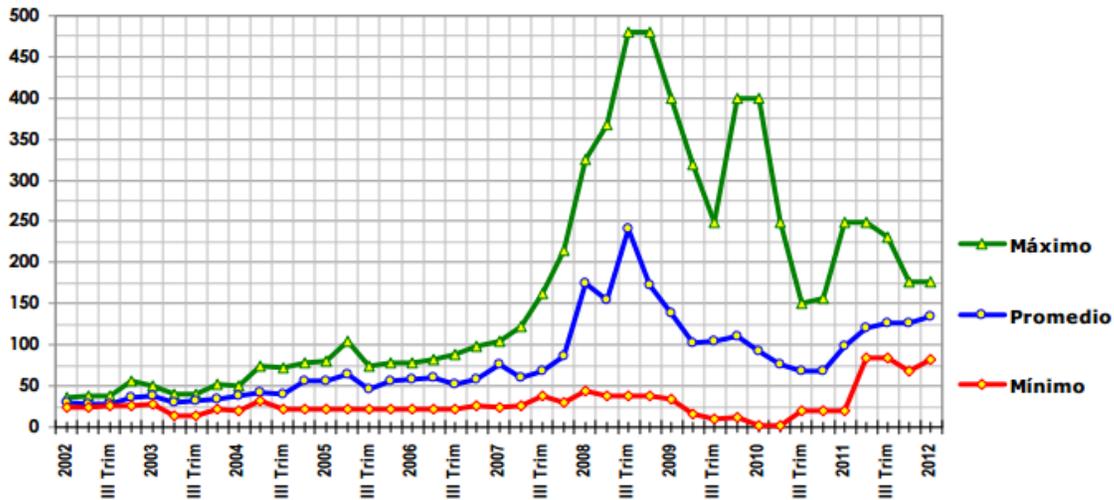
$$Ley\ Corte = Ley\ base + \frac{CM + CT - Tarifa\ base}{escala}$$

X.7.3 Precio del ácido

El precio del ácido que cobra ENAMI es el precio en mercados internacionales. La variación del precio se puede ver en el siguiente gráfico (7):

Gráfico 4: Valor ácido sulfúrico CIF US\$/Ton

Valor unitario del ácido sulfúrico CIF Mejillones (US\$/Ton)
(Importaciones I Trimestre 2002 al I Trimestre 2012)



Fuente: Elaborado por COCHILCO en base a datos del Servicio de Aduanas

El precio del ácido no es publicado directamente por ENAMI, pero se puede inferir por el valor de la escala de ácido publicado mes a mes por ENAMI (4)

$$Escala\ ácido = Precio\ ácido * \frac{Recup}{100} * \frac{1}{100}$$

La recuperación considerada por ENAMI es del 80%, y la escala de ácido es publicada mes a mes, por ejemplo para el precio actual de 359 \$, que a un precio del dólar de 548,04 es 0,655 US\$. Luego:

$$Precio\ ácido = Escala\ ácido * \frac{100}{Recup} * 100$$

$$Precio\ ácido = 0,655 * \frac{100}{80} * 100 = 82 \left[\frac{US\$}{Ton\ Acido} \right]$$

Veremos cómo se comporta la tarifa en función de la ley, el consumo de ácido y el precio del cobre. Así que usando datos de la página de SONAMI (16), podemos estimar los parámetros importantes para nuestro análisis sin preocuparnos de cada costo

Ecuación 20: Tarifa en función de precio, ley y consumo de ácido

$$Tarifa = k_1 * P_{Cu} L_{Cu} + k_2 * CAC * L_{Cu} + k_3 L_{Cu} + k_4$$

Donde:

- Tarifa : Precio de compra ENAMI en US\$
- P_{Cu} : Precio del cobre en US\$/lb
- CAC : Consumo de ácido
- L_{Cu} : Ley de Cobre Soluble

Los factores constantes de la ecuación cambiarán según cambie la estructura de costos de ENAMI. Para la situación actual se tiene que:

- $K1 = 17,600$
- $K2 = -0,672$
- $K3 = -6,590$
- $K4 = -29,564$

Como se puede ver la variación más importante se sufre al variar la ley, y algo interesante es que la variación de la tarifa con respecto al precio se comporta de la misma manera que con respecto al consumo de ácido (debido a que se ponderan por finos ambos), pero la variación de la tarifa es unas 26 veces más sensible al precio que al consumo de ácido. O sea, si el precio del cobre baja en 0,1 US\$/Lb produce el mismo efecto que el consumo de ácido suba 2,6 [KgAcido/KgCu]. A modo de ejemplo, supongamos que:

$$P_{Cu} = 3 \left[\frac{US\$}{Lb} \right]$$

$$CAC = 10 \left[\frac{Kg\ ac}{Kg\ Cu} \right]$$

$$L_{Cu} = 1,5 \%$$

Luego:

Ecuación 21: Ejemplo con parámetros normales

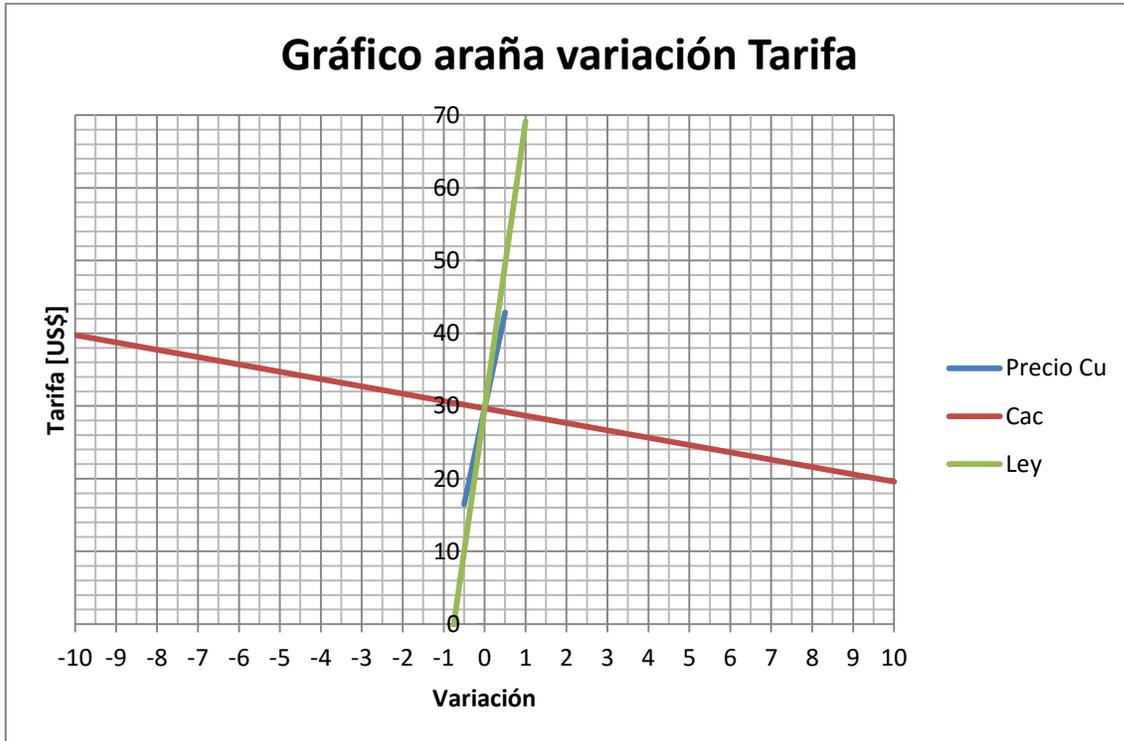
$$Tarifa = 29,67 \left[\frac{US\$}{Ton} \right]$$

$$\frac{\partial Tarifa}{\partial P_{Cu}} = 26,40 \left[\frac{US\$}{Ton} \right]$$

$$\frac{\partial Tarifa}{\partial CAC} = -1,01 \left[\frac{US\$}{Ton} \right]$$

$$\frac{\partial Tarifa}{\partial L_{Cu}} = 39,49 \left[\frac{US\$}{Ton} \right]$$

Gráfico 5: Gráfico araña variación tarifa



En este gráfico se puede apreciar cómo la tarifa es extremadamente variable a la ley y al precio del Cobre, tanto así que si la ley llega a 2,5% la tarifa es más del doble, unos 79 [US\$], pero si se baja la ley a 1,2, se baja la línea de los 20 [US\$/Ton]. Lo mismo puede suceder si el consumo de ácido se eleva a los 20 [kgAc/kgCurec].

X.7.4 Costo Mina vs Ley de Corte

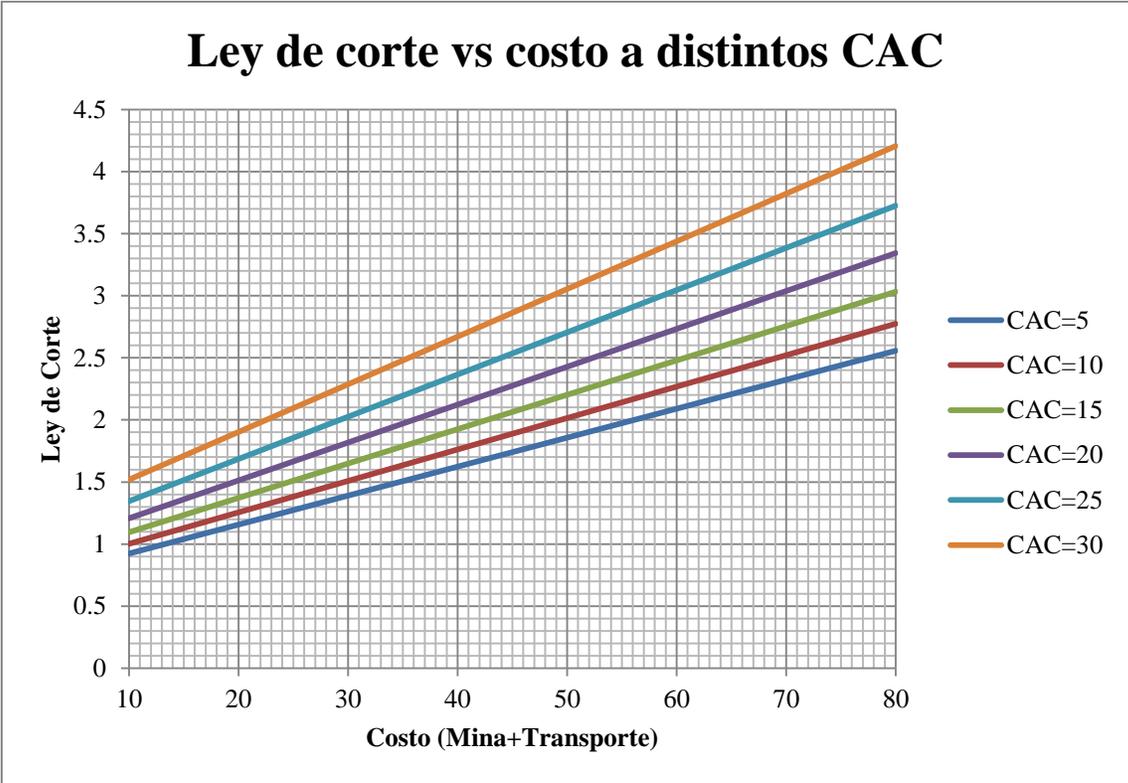
Ahora que ya tenemos la forma de calcular la tarifa y el costo de transporte, podemos sensibilizar la ley de corte versus el costo mina:

Ecuación 22: Ley de corte en óxidos de Rafaela

$$Tarifa = k_1 * P_{Cu} L_C + k_2 * CAC * L_C + k_3 L_C + k_4 = CM + CT$$

$$L_C = \frac{CM + CT - k_4}{k_1 * P_{Cu} + k_2 * CAC + k_3}$$

Gráfico 6: Ley de Corte vs costo mina a distintos CAC



X.8 Costo del Flete

El costo del flete por parte de empresas externas (fleteros) es de unos 12 [US\$/Ton] a la empresa minera privada cercana y de 15 [US\$/Ton] a Catemu.

A continuación se evaluará el costo de flete internalizado por la empresa:

Tabla 45: Parámetros flete Catemu

Conductor	1600	US\$/mes
Petróleo	700	\$/Litro
rendimiento vacío	3	km/Litro
Rendimiento cargado	2	km/Litro
Tonelaje	40	Ton
valor camión	70000	US\$
vida útil	700000	km
Distancia	110	km
mantención (17)	80,4	\$/km
Circulación	343,3	US\$/año
Peajes	12400	\$

Tabla 46: Parámetros flete minera

Conductor	1600	US\$/mes
Petróleo	700	\$/Litro
rendimiento vacío	3	km/Litro
Rendimiento cargado	2	km/Litro
Tonelaje	40	Ton
valor camión	70000	US\$
vida útil	700000	km
Distancia	70	km
Mantención (17)	80,4	\$/km
Circulación	343,3	US\$/año
Peajes	6700	\$

Con estos parámetros se tiene que:

	Costo Flete	Tiempo Viaje (ida y vuelta)
Catemu	8,5 US\$/Ton	5 hr
Minera Privada	5,1 US\$/Ton	3,7 hr

X.9 Resumen Sondajes

A continuación se presenta un resumen de la información recopilada a partir de los sondajes que, en conjunto con la información de producción histórica de la mina y datos de laboreos, son la base del trabajo realizado. Cabe destacar que no todos los sondajes tienen una interpretación geológica de testigos y que para efectos de la estimación se ha considerado que si sólo existe ley de cobre total, la ley de cobre total es igual a ley de cobre soluble si la ley se encuentra sobre el nivel de aguas subterráneas.

X.9.1 Sondaje DDH-08-006

Nombre	DDH-08-006
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305721, N: 6402296, Z:943
Azimut [grados]	80°
Inclinación [grados]	-88°
Largo [metros]	242

Desde	Hasta	CuT	CuS
9.00	12.00	0.53	-1
12.00	14.55	0.44	-1
24.00	26.10	0.34	-1
73.00	76.00	0.36	-1
91.00	93.33	0.33	-1
93.33	94.34	0.97	-1
104.96	108.60	0.33	-1
129.40	131.25	0.38	-1
134.50	137.00	0.74	-1
137.00	139.50	0.34	-1
142.00	144.20	0.93	-1
146.53	149.00	0.36	-1
149.00	151.56	1.2	-1
151.56	154.40	0.75	-1
154.40	155.85	1.2	-1
155.85	156.45	1.11	-1
156.45	159.50	1.62	-1
165.55	167.25	0.52	-1
212.00	212.90	1.2	-1
212.90	214.00	4.31	-1

219.80	222.07	0.4	-1
222.07	224.95	0.31	-1
236.30	239.30	0.95	-1

X.9.2 Sondaje DDH-08-014

Nombre	DDH-08-014
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305708, N:6402199.39, Z:946
Azimut [grados]	99°
Inclinación [grados]	-79°
Largo [metros]	249

Desde	Hasta	CuT	CuS
11.6	14.8	0.38	-1
14.8	16.1	2.28	-1
16.1	17.5	3.87	-1
17.5	19.6	1.71	-1
19.6	21.6	1.61	-1
21.6	23.2	0.58	-1
23.2	24.8	0.34	-1
24.8	25.55	1.65	-1
25.55	27.2	0.35	-1
27.2	28.9	0.38	-1
28.9	31.4	0.39	-1
34.07	34.85	0.34	-1
51.6	51.85	0.31	-1
60.9	61.1	0.92	-1

61.1	61.45	0.8	-1
61.45	61.75	0.41	-1
85.45	86	0.43	-1
86	87.35	0.46	-1
87.35	89.25	0.62	-1
93.9	94.4	0.51	-1
96.4	96.7	0.46	-1
96.7	97.1	0.78	-1
98.3	99.85	0.63	-1
99.85	100.1	1.01	-1
134.49	134.9	0.72	-1
203.3	204.9	0.41	-1
207.9	210	0.59	-1
210	211.05	0.35	-1
211.05	213.2	0.88	-1
213.2	215.4	1.63	-1
215.4	217.6	1.46	-1
217.6	219.7	2.65	-1
219.7	221.65	1.5	-1
233.6	235	2.33	-1
235	236.35	1.26	-1
240.9	242.7	0.4	-1
242.7	244.5	1.1	-1
244.5	246	0.35	-1

X.9.3 Sondaje DDH-08-023

Nombre	DDH-08-023
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305703, N:6402099, Z:947
Azimut [grados]	93°

Inclinación [grados]	-79°
Largo [metros]	162

Desde	Hasta	CuT	CuS
0	3	0.34	-1
31.2	33.2	0.43	-1
45.3	47.3	0.8	0.76
47.3	49.3	2	1.99
77.25	78.2	0.53	-1
87	90	0.56	-1
107.6	108.6	0.68	0.1
117	118	1.5	0.36
118	119	0.83	0.22
119	120	0.56	-1
120	121.1	0.52	-1
136.8	137.55	1.29	-1
145.3	146	0.42	-1
157.75	159	0.47	-1

X.9.4 Sondaje DDH-08-038

Nombre	DDH-08-038
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305717, N:6402295, Z:944
Azimut [grados]	77°
Inclinación [grados]	-80°

Largo [metros]	265
-----------------------	-----

Desde	Hasta	CuT	CuS
8.50	10.50	0.91	-1
10.50	11.50	0.8	-1
11.50	12.45	1.05	-1
12.45	14.65	2.15	-1
14.65	17.50	0.64	-1
24.41	26.34	1.1	-1
47.08	48.37	0.35	-1
92.99	94.56	0.43	-1
94.56	96.13	0.34	-1
97.70	98.35	0.55	-1
99.40	101.10	0.3	-1
103.00	104.50	0.46	-1
104.50	104.90	0.81	-1
104.90	106.70	1.26	-1
106.70	108.50	1.27	-1
108.50	110.40	0.88	-1
110.40	112.20	0.71	-1
134.40	135.45	0.51	-1
140.50	141.77	0.31	-1
141.77	142.62	0.99	-1
151.20	152.50	1.02	-1
212.60	213.30	0.9	-1
213.30	214.20	2.23	-1
214.20	215.20	0.56	-1
229.40	230.30	0.33	-1

X.9.5 Sondaje EN-144-12

Nombre	EN-144-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305710, N:6402197, Z:947
Azimut [grados]	0°
Inclinación [grados]	-90°
Largo [metros]	30

Desde	Hasta	CuS		Cac.		Descripción
		Activ.	Liceo	Activ.	Liceo	
15.55	16.95	1.786	1.72	16.86	17.42	Toba brechosa parda verdosa con clastos ocoita. Pintas oxidados verdes en parte amarillenta parduzca con reacción moderada
16.95	19.75	2.974	2.65	11.8	12.13	Toba brechosa ídem anterior, clastos andesíticos y negros (caliza?). Falla 10 cm. 17 m Falla 18.5[m] HCl moderado a fuerte
19.75	21.55	3.549	3.14	8.28	9.44	Toba brechosa ídem anterior sin fallas, clastos andesíticos y negros (caliza). Verdeones de oxidados de cobre principalmente malaquita en los 21.2 guías de calcita parda (beige) caras bien formadas
21.55	22.75	3.447	3.33	7.78	8.5	Toba brechosa ídem anterior pardo tinte verdoso con clastos andesíticos grises y oscuros de caliza. Mineralización verdosa malaquita guías de calcita hasta 10 mm reacción al HCl moderada
22.75	24.25	2.478	2.24	10.83	12.32	Toba brechosa ídem anterior pardo tinte verdosa
24.25	25.75	1.905	1.78	10.83	18.89	Toba brechosa ídem anterior pardo tinte verdosa clastos andesíticos a ocoíticos verdeones malaquita HCl reacción moderada a fuerte

Desde	Hasta	CuT	CuS
11.8	12.8	0.608	0.496
12.8	13.8	0.855	0.743
13.8	14.8	0.678	0.591
14.8	15.8	0.787	0.67
15.8	16.8	1.058	0.875
16.8	17.8	0.886	0.773
17.8	18.8	1.281	1.19
18.8	19.8	1.708	1.664
19.8	20.8	3.339	3.212
20.8	21.8	2.376	2.297
21.8	22.8	2.495	2.399
22.8	23.8	2.148	2.081
23.8	24.8	1.989	1.886
24.8	25.8	1.337	1.313
25.8	26.8	0.554	0.451
26.8	27.8	0.599	0.483

X.9.6 Sondaje EN-145-12

Nombre	EN-145-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305508, N:6402858, Z:893
Azimut [grados]	0°
Inclinación [grados]	-90°
Largo [metros]	186

Desde	Hasta	Descripción
0.00	1.20	Material terroso pardo café alterado y descompuesto
1.20	4.70	Arenisca pardo café con clastos de calcita de hasta 4 mm, muy fracturada y alterada
4.70	5.15	Arenisca gris oscura con clastos de calcita y guías de calcita sin sulfuros
5.15	6.00	Arenisca gris ídem anterior
6.00	8.00	Arenisca pardo café bien seleccionada
8.00	9.55	Caliza textura fina con guías de calcita de hasta 4 mm con clastos de calcita y bordes limoníticos que carcomen las guías, sulfuros diseminados en la matriz (Py). Probar Niton
9.55	11.40	Caliza ídem anterior
11.40	13.35	Arenisca gris tinte verdoso, matriz no calcárea, clastos blancos de calcita y negros no calcáreos, hacer corte transparente para determinar
13.35	16.90	Arenisca gris tinte verdoso ídem anterior
16.90	19.00	Arenisca gris tinte verdoso ídem anterior
19.00	20.55	Caliza franca, casi nulo vetilleo de calcitas, vetilla importante en 20.3
20.55	24.00	Caliza ídem anterior con escaso vetilleo de calcitas
24.00	28.00	Caliza ídem anterior con escaso vetilleo de calcitas
28.00	32.00	Caliza ídem anterior con escaso vetilleo de calcitas

32.00	35.00	Caliza ídem anterior con escaso vetilleo de calcitas, a los 33.4 vetilla importante
35.00	39.20	Caliza ídem anterior
39.20	42.80	Caliza ídem anterior
42.80	46.60	Caliza ídem anterior
46.60	50.30	Caliza ídem anterior, guía importante de 4 cm de calcita cristalizada a los 47.2 m, vetilleo intenso alrededor de ella.
50.30	53.90	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
53.90	58.05	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
58.05	61.05	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
61.05	65.60	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
65.60	68.70	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
68.70	71.80	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
71.80	76.20	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
76.20	80.80	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
80.80	83.80	Caliza ídem anterior con vetilleo moderado
83.80	86.80	Caliza franca con gran cantidad de guías de calcita de hasta 5 mm, presencia de Py, Ley ENAMI de milésimas de %. Probar Niton
86.80	91.20	Caliza ídem, presencia de sulfuros (Py) finamente diseminado
91.20	94.20	Caliza ídem con presencia de sulfuros finamente diseminado
94.20	98.70	Caliza ídem presencia guías de sulfuros (Py)
98.70	101.80	Caliza ídem sin guías de sulfuros, abundantes pintitas de Py. Probar Niton
101.80	105.20	Caliza ídem anterior
105.20	108.80	Caliza ídem anterior
108.80	113.70	Caliza ídem anterior, sulfuros (Py) en guías y diseminado
113.70	116.75	Caliza ídem anterior, sulfuros (Py) en guías y diseminado

116.75	120.55	Caliza ídem anterior, sulfuros (Py) en guías y diseminado, muestra entre 119.1-120.55
120.55	121.60	Caliza ídem anterior, sulfuros (Py) en guías y diseminado
121.60	124.20	Arenisca brechosa gris, clastos angulosos negros, muestra ENAMI 120.55-123.2. Seguir muestreando con Niton
124.20	127.20	Arenisca gris con clastos de calcita abundantes de hasta 3 mm, calcita también en guías. Presencia de sulfuros diseminados. Roca de textura brechosa
127.20	131.80	Arenisca gris ídem anterior con presencia de sulfuros en la matriz, clastos de calcita y escasas guías
131.80	134.70	Arenisca ídem anterior
134.70	137.80	Arenisca ídem anterior
137.80	141.15	Arenisca brechosa va pasando gradualmente a arenisca fina bien seleccionada, clastos fuertemente calcáreos
141.15	144.85	Arenisca textura fina entre 141.15-142.2, 142.2-144.85 textura brechosa gruesa con clastos redondeados de hasta 5 cm
144.85	146.70	Arenisca brechosa ídem anterior
146.70	148.55	Ocoíta con fenocristales tableados, guías de calcita
148.55	152.10	Ocoíta ídem anterior con intercalaciones de arenisca fina no calcárea, con clastos de calcita
152.10	155.80	Ocoíta ídem anterior
155.80	160.20	Ocoíta, fenocristales de plagioclasa y cristales negros (anfíbolos)
160.20	163.20	Ocoíta ídem anterior
163.20	163.50	Ocoíta ídem anterior
163.50	165.70	Cristales menos formados, roca tipo queratófiro
165.70	178.20	Ocoíta con fenocristales de plagioclasa bien formados
167.80	170.25	Ocoíta ídem anterior
170.25	173.70	Ocoíta ídem con tinte verdoso muy notorio y presencia escasa de sulfuros
173.70	178.20	Ocoíta ídem anterior con reemplazo de plagioclasas por mineral rosa no calcáreo (feldespato?)
178.20	181.90	Arenisca gris negra, presencia de clorita abundante en la matriz
181.90	185.55	Arenisca ídem con presencia de clorita y mineral rosa (feldespato?)

185.55	185.70	Arenisca ídem anterior, marcado tinte verdoso de la roca
--------	--------	--

Desde	Hasta	CuT	CuS
121.6	122.6	0.309	-1

X.9.7 Sondaje EN-146-12

Nombre	EN-146-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305505, N:6402855, Z:893
Azimut [grados]	240°
Inclinación [grados]	-35°
Largo [metros]	28

Desde	Hasta	Descripción
0	5.3	Material terroso pardo café muy alterado
5.3	7	Material terroso pardo café muy alterado
7	8	Caliza alterada (limonitizada), presencia de limonitas en guías y matriz
8	9.5	Arenisca pardo café muy fracturada y alterada, pequeños clastos de calcita de hasta 2 mm y guías de calcita sin sulfuros
9.5	9.8	Arenisca ídem anterior
9.8	10.4	Probable FALLA , material muy fracturado, material bajo 2 cm.
10.4	12.7	Arenisca pardo café alterada con clastos de no más de 2 mm y guías de calcita sin sulfuros
12.7	13.15	Arenisca ídem anterior
13.15	20.1	Arenisca ídem anterior
20.1	24.7	Arenisca ídem anterior
24.7	25	Arenisca ídem anterior
25	26.2	Calizas alteradas (limonitizadas) con guías de calcita
26.2	27.7	Caliza alterada (limonitizada)

X.9.8 Sondaje EN-147-12

Nombre	EN-147-12
---------------	-----------

Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305506, N:6402856, Z:893
Azimut [grados]	70°
Inclinación [grados]	-30°
Largo [metros]	48

Desde	Hasta	Descripción
0.00	4.50	Material terroso pardo café alterado
4.50	5.49	Caliza alterada (limonitizada), con abundantes guías de calcita sin sulfuros de hasta 2 mm con bordes limoníticos, guías carcomidas
5.49	5.80	Caliza alterada ídem anterior
5.80	11.80	Areniscas grises a negras con clastos de calcita, matriz no calcárea y guías de calcita con sulfuros (Py>Cpy). Probar Niton
11.80	14.60	Areniscas grises ídem anterior
14.60	17.20	Intercalaciones de caliza y areniscas grises, con presencia de sulfuros asociados a guías de calcita. Probar Niton
17.20	20.90	Areniscas grises con clastos blancos, guías de calcita sin presencia de sulfuros
20.90	24.60	Areniscas grises ídem anterior
24.60	25.00	Areniscas grises ídem anterior
25.00	28.40	Caliza franca, con guías de calcita de hasta 3 mm
28.40	31.95	Caliza ídem anterior
31.95	35.60	Caliza ídem anterior
35.60	39.34	Caliza ídem anterior
39.34	43.20	Caliza ídem anterior
43.20	44.00	Caliza ídem anterior

44.00	47.70	Caliza con más abundante vetilleo, vetas de hasta 4 mm.
47.70	51.60	Caliza ídem anterior

X.9.9 Sondaje EN-148-12

Nombre	EN-148-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305568, N:6402343, Z:862
Azimut [grados]	92°
Inclinación [grados]	-30°
Largo [metros]	118

Desde	Hasta	Leyes	Descripción
0	1.1		0-4,1 sector con baja recuperación, brecha arenosa descompuesta
1.1	2.6		sector de 4,1 a 6,25 ocoita franca con fenocristales de plagioclasas
2.6	4.1		tabulares de 1 cm. matriz afanítica
6.25	12.05		ocoita desde 6,25 a 6,85 ocoita buena recuperación. resto roca parda-café
12.05	16.1		arenisca brechosa,clastoscalcareos de hasta 10cm,aisladas guias calcita
16.1	19.85		Arenisca brechosa pardo café.
19.85	23.3		Arenisca brechosa, guias de calcita con verdeones de ox. cu, tb en centros dispersos
23.3	28.1		Arenisca brechosa alterada color gris parda, se disgrega al partir el testigo aisladas guias calcita, sin sulfuros, calcita ademas en la matriz. clastos negros. clastos blancos calcareos con hcl efervescencia moderada a fuerte.
28.1	32.4		Arenisca brechosa gris clara, tinte rosado.testigo se disgrega.guiascalcareas sin sulfuros. de 28,1 a 29,6 muy descompuesta, desde 29,6 mas sana con guias de calcita

32.4	36.5		arenisca gris parda, algunas guías sin sulfuros
36.5	40.1		arenisca brechosa gris clara con calcita y óxidos de cu de preferencia en guías de calcita, las guías de calcita. muestras enami 37,3, 38,3 ,39,3 y 40,3 con 1,2-1,09-0,68 y 0,57 cobre soluble media= 0,885%
40.1	43.1		idem anterior muestras enami 41,3-42,3 y 43,3 con 0,114 0,023 y 0,054 CuT
43.1	47.65		arenisca brechosa gris parda aisladas guías de calcita muestras enami 44,3 45,3 con 0,1 CuT y 0,67 CuS.
47.65	50.65		error testigo > que avance!! arenisca brechosa con guías de calcita hasta 8mm calcita sin mineralización en matriz gris verdosa muy afanítica.
50.65	53.9		error testigo>avance!! queratofiro? fenocristales negros de 1 a 8 mm, algunos con sección hexagonal: anfíbolos?. Matriz afanítica gris en la que destacan difusamente cristales transparentes a blancos de hasta 3 mm.
53.9	58.1		roca idem anterior
58.1	61.9		58,1 a 59,7 queratofiro 59,7 a 61,9m cambia arenisca gris brechosa (o toba?) con clastos blancos y negros. material de falla o contacto impreciso?
61.9	65.7		arenisca brechosa gris (toba?) similar anterior, guías de calcita hasta 2mm.
65.7	69.8		idem anterior muestras enami 41,3-42,3 y 43,3 con 0,114 0,023 y 0,054 cu total
69.8	74.6	0,013/0,015	69,8 a70,2 arenisca brechosa . 70.2 a 71,1 queratofiro muestra enami idem de 71,1 a 72,1. últimos 25 cms de ocoita hasta 73,1. de 73,1 a 74,6 l=2,5m l1=.15m r= 17 % restos de testigo (ocoita).
74.6	77.65		ocoita franca, salvo una intercalación de 65 cms de arenisca brechosa, con clastos de ocoita, esporádicas guías de calcita 2 mm sin sulfuros.

77.65	80.6	0,156/0,03	error avance < que testigo recuperado. ocoita hasta 78,4m luego arenisca gris grano medio a brechosa grano medio a brechosa pasa a arenisca fina gris ultimos 40 cms. tramo muestreado por enami.
80.6	84.75		arenisca fina verdiones de oxidos de cobre.en parte brechosa. muestreo de enami: tramo de 82,1 a 83,1... 2,68 % cut.....1,4 cus...1,28 cui
84.75	89.5	0,014/0,008	caliza negra hasta 86,7 m. Luego arenisca brechosa gris parda con pésima recuperación, salbanda arcillosa café
		0,016/0,041	
		0,024 CUT	de falla
89.5	90.1		material terroso café muy alterado, posible falla
90.1	91.1	0.009	muestreo de enami: tramo 90.1-91.1. arenisca brechosa con guías de calcita hasta 10 mm.
91.1	92.1	0.014	muestreo de enami: tramo 91.1-92.1.
92.1	92.7		ídem arenisca brechosa, trozos de material alterado café falla?
92.7	94.1		Sedimento gris alterado, fracturado con salbanda arcillosa negra, intercalaciones de calcita blanca y limolitas negras calcáreas. FALLA?
94.1	94.6		Material disgregado como el anterior, muestreo ENAMI
94.6	95.1		Caliza negra con delgadas guías de calcita
95.1	96.1		Caliza negra ídem anterior hasta fin de caja
96.1	97.1		Caliza negra ídem anterior hasta fin de caja
97.1	100.1	0.007/0.008/0.007	ERROR avance<testigo. MUESTREO DE ENAMI: TRAMO 97.1-98.1, 98.1-99.1, 99.1-100.1. Caliza negra en parte arenosa con guías de calcita de hasta 4 mm.
100.1	103.55	0.007/0.007/0.007	ERROR avance<testigo. Caliza negra en parte arenosa con esporádicas guías de calcita. MUESTREO ENAMI TRAMOS: 100.1-101.1,101.1-102.1,102.1-103.1

103.55	107.5	0.007/0.006/0.008/0.005	Caliza negra en parte arenosa escasas guías de calcita hasta 2 mm. MUESTREO ENAMI TRAMOS: 103-104.1,104.1-105.1,105.1-106.1,106.1-107.1
107.5	110.85	0.005/0.006/0.007	Caliza negra ídem anterior con escasas guías de calcita MUESTREO ENAMI TRAMOS:107.1-108.1,108.1-109.1,109.1-110.1
110.85	115.1	0.006/0.007	Caliza negra ídem anterior. MUESTREO ENAMI TRAMOS: 110.1-111.1,111.1-112.1,112.1-113.1,113.1-114.1,114.1-115.1
115.1	117.85		ERROR avance<testigo. Caliza negra carbonosa con esporádicas guías de calcita, algunas con Py

Desde	Hasta	CuT	CuS
19.4	20.4	0.396	-1
20.4	21.4	0.728	0.702
21.4	22.4	0.55	0.54
37.3	38.3	1.283	1.201
38.3	39.3	1.206	1.087
39.3	40.3	0.684	0.681
40.3	41.3	0.583	0.574
45.3	46.3	0.687	0.671
81.1	82.1	0.847	0.635
82.1	83.1	2.68	1.397
83.1	84.1	1.125	0.929

X.9.10 Sondaje EN-149-12

Nombre	EN-149-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305567, N:6402343, Z:862
Azimut [grados]	160°
Inclinación [grados]	-30°
Largo [metros]	83

Desde	Hasta	Descripción
0.00	3.90	Brecha parda descompuesta no calcárea. ERROR testigo > avance
3.90	6.50	ERROR testigo>avance. Brecha ídem anterior con guías de calcita desde los 5.6[m]
6.50	10.60	Zona baja recuperación, totalmente muestreada por ENAMI, presencia de óxidos asociados a guías de calcita y centros. Brecha pardo café con efervescencia de clastos de calcita y guías
10.60	13.80	Brecha arenosa con mayor presencia de calcita en vetillas y alterando la matriz, vetillas de no más de 2 mm. MUESTRA ENAMI 10.6-12.9, leyes entre 0.3 y 0.9 de CuS
13.80	15.10	Brecha arenosa ídem anterior
15.10	17.90	Arenisca brechosa, sigue habiendo guías de calcita de hasta 2 mm y ocupando espacios, ya no hay presencia de óxidos
17.90	21.95	Brecha con clastos redondeados (Conglomerado) y clastos volcánicos (queratófiro) de hasta 5 cm, calcita en vetillas y matriz
21.95	23.60	Brecha con clastos redondeados ídem anterior, 22.2-23.6 zona con gran cantidad de calcita
23.60	24.20	Roca gris parda que se desgrana con la mano, posible FALLA
24.20	25.70	Brecha parda ídem más sana, presencia de una estructura de calcita de 4 cm, guías de calcita en toda la roca y reemplazo de clastos negros por calcita. Posibles arcillas o limonitas reemplazando clastos y en los bordes de las vetas de calcita
25.70	26.70	Queratófiro

26.70	29.60	Arenisca gris tinte verdoso con clastos negros reemplazados por calcita, abundantes guías sin sulfuros
29.60	31.20	Arenisca gris verdosa con abundantes guías de calcita y clastos de calcita, también aprovechando espacios
31.20	31.50	Posible queratófiro
31.50	33.45	Arenisca gris verdosa alterada, se desgrana al partirla, abundantes guías de calcita de no más de 5 mm.
33.45	36.40	Arenisca gris verdosa ídem anterior, A los 36.4 guía de calcita de 15 mm que marca el contacto
36.40	45.00	Arenisca gris con clastos negros y nulas guías de calcita, calcita sólo en clastos de no más de 2 mm.
37.90	39.60	Arenisca ídem anterior
39.60	41.55	Arenisca gris parda con abundante vetilleo de calcita sin sulfuros
41.55	44.80	Arenisca ídem anterior
44.80	45.00	Caliza negra carbonosa con vetilleo de calcita (sin sulfuros) de no más de 1 mm.
45.00	48.75	Caliza franca, con abundante vetilleo de calcita, Py disseminada más abundantes hacia el final, se observan cúmulos de disseminación más densa. Probar Niton
48.75	52.20	Caliza ídem anterior
52.20	53.55	Caliza ídem anterior
53.55	55.20	Ocoíta con guías de calcita
55.20	56.30	Caliza negra sin sulfuros. Guías de calcita con limonitas en los bordes, guías carcomidas
56.30	57.30	Caliza negra ídem anterior
57.30	60.15	Caliza negra alterada, posible alteración limonítica, abundantes guías de calcita y presencia de guías propias de óxidos de Cu. MUESTRA ENAMI, leyes entre 0.038 y 1.35 % CuS
60.15	61.20	Arenisca gris verdosa con clastos de calcita, limonita reemplazando a la calcita, guías de calcita de hasta 3 mm.
61.20	64.75	Caliza franca con escasas guías de calcita sin presencia de sulfuros
64.75	68.55	Caliza negra con guías de calcita de hasta 3 mm con presencia de Py disseminada
68.55	72.30	Caliza ídem anterior
72.30	76.10	Caliza ídem, con guías de calcita de hasta 1 mm.

76.10	79.70	Caliza ídem anterior con guías de Py y escasas guías de calcita de hasta 1 mm.
79.70	83.30	Caliza ídem anterior con Py diseminada y Py en guías, guías de calcita de hasta 1 mm.

Desde	Hasta	CuT	CuS
5.9	6.9	0.674	0.652
6.9	7.9	1.23	1.276
7.9	8.9	0.824	0.813
8.9	9.9	0.749	0.717
9.9	10.9	0.941	0.943
10.9	11.9	0.766	0.733
11.9	12.9	0.354	0.301
57.85	58.85	1.129	1.152
58.85	59.85	1.35	1.396
59.85	60.85	0.728	0.719

X.9.11 Sondaje EN-150-12

Nombre	EN-150-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305539, N:6402529, Z:770
Azimut [grados]	86°
Inclinación [grados]	-7°
Largo [metros]	175

Desde	Hasta	Descripción
0	1	toba andesitica
1	6	toba andesitica
6	29	caliza negra
29	39	caliza negra
39	40.1	calcoarenita
40.1	67.1	caliza negra
67.1	69.75	andesita
69.75	100	caliza negra
100	109.2	caliza negra
109.2	115	andesita
115	115.6	roca de falla
115.6	131	andesita
131	138	brecha andesitica
138	142.2	brecha andesitica
142.2	169	andesita
169	175.2	toba andesitica

X.9.12 Sondaje EN-151-12

Nombre	EN-151-12
---------------	-----------

Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305539, N:6402529, Z:770
Azimut [grados]	90°
Inclinación [grados]	+20°
Largo [metros]	36

Desde	Hasta	Descripción
0	6.2	Material terroso pardo café muy alterado y deshidratado (suena al echarle agua)
6.2	11.6	Material terroso pardo café ídem anterior
11.6	19.15	Material terroso pardo café ídem anterior
19.15	27.35	Material terroso pardo café ídem anterior
19.15	26.5	Material terroso pardo café ídem anterior
26.5	27.35	Caliza negra, con leve vetilleo de calcita con bordes piritosos
27.35	31.2	Caliza ídem anterior
31.2	34.95	Caliza ídem anterior
34.95	35.55	Caliza ídem anterior

X.9.13 Sondaje EN-157-12

Nombre	EN-157-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305740, N:6402346, Z:935
Azimut [grados]	270°
Inclinación [grados]	-75°
Largo [metros]	156

Desde	Hasta	Descripción
0	23.2	andesita
23.2	29.7	caliza negra
29.7	30.5	roca de falla
30.5	34.3	dique
34.3	41.5	calcoarenita
41.5	50	toba andesítica
50	77.7	toba andesítica
77.7	81.2	toba andesítica
81.2	83.6	roca de falla
83.6	86.6	toba andesítica
86.6	100	toba andesítica
100	127.2	toba andesítica
127.2	130	caliza negra
130	130.8	toba andesítica
130.8	131.7	roca de falla
131.7	137.7	toba andesítica
137.7	141.2	andesita
141.2	152.2	toba andesítica
152.2	155.7	caliza negra

Desde	Hasta	CuT	CuS
116.7	117.7	0.495	-1
117.7	118.7	0.304	-1
121.7	122.7	0.479	0.303
124.7	125.7	0.745	0.352
125.7	126.7	0.779	0.669
126.7	127.7	0.384	-1
128.7	129.7	3.923	-1
129.7	130.8	2.665	-1
130.8	131.7	1.579	-1
131.7	132.7	0.374	-1
132.7	133.7	0.545	-1
133.7	134.7	0.726	-1
134.7	135.7	0.939	-1
135.7	136.7	1.111	-1
136.7	137.7	1.204	-1
137.7	138.7	1.361	-1
138.7	139.7	0.549	-1
139.7	140.7	1.731	-1
140.7	141.7	2.745	-1
141.7	142.7	1.626	-1
142.7	143.7	0.705	-1
152.7	153.7	0.314	-1

X.9.14 Sondaje EN-158-12

Nombre	EN-158-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305539, N:6402529, Z:770
Azimut [grados]	86°

Inclinación [grados]	-7°
Largo [metros]	175

Desde	Hasta	Leyes	Descripción
0	0.6		Caliza pardo-amarillenta meteorizada, testigo a trozos
0.6	4.2		Caliza negra matriz carbonosa con escasas guías de calcita sin sulfuros
4.2	8.7		Caliza negra buena recuperación desde los 5.6 metros pasa a arenisca brechosa gris oscura calcárea con clastos de calcita blanca
8.7	12.4		Arenisca fina calcárea gris, nebulosas de Py en la matriz y Py diseminada singenética?. Guías esporádicas de calcita. 11.4-12.4 arenisca fina con guías de calcita y sulfuros en la matriz, numerosos trozos luna-nacientes de calcita, matriz fuertemente calcárea
12.4	16.1		Arenisca fuertemente calcárea con escasas guías de calcita de hasta 4 mm., en ciertos tramos más gruesa y brechosa, trozos luna-nacientes de calcita. 12.4-13.5 Arenisca fina calcárea. 13.5-16.1 facie más arenosa y brechosa no calcárea
16.1	16.9		Arenisca gruesa en parte calcárea aspecto brechoso
16.9	17.6		Arenisca brechosa gruesa calcárea fragmentada con calcita y caliza blanca. Fragmentos angulosos de caliza blanca calcárea
17.6	18.7		Arenisca más fina grano medio gris
18.7	19.9		Arenisca no calcárea gris parte brechosa sin guías de calcita
19.9	23.6		
19.9	23.3		Arenisca brechosa
23.3	23.6		Arenisca brechosa gruesa, clastos claros tinte verdoso con fenocristales negros queratófiros, matriz de brecha fuertemente calcárea

23.6	26.6		Brecha ídem anterior, clastos negros de caliza. Matriz levemente calcárea
26.6	27.3		Testigo más fracturado, descomposición a café. Interperismo químico?. Clastos queratófiros hasta 15 cm.
27.3	30.1		ERROR testigo > avance. Arenisca gris grano medio, clastos hasta 10 mm. En partes brechosa fina localmente calcárea

X.9.15 Sondaje EN-159-12

Nombre	EN-159-12
Ubicación (PSAD56;H19)	E: 305646, N:6402430, Z:736
Azimut [grados]	78°
Inclinación [grados]	+33°
Largo [metros]	42

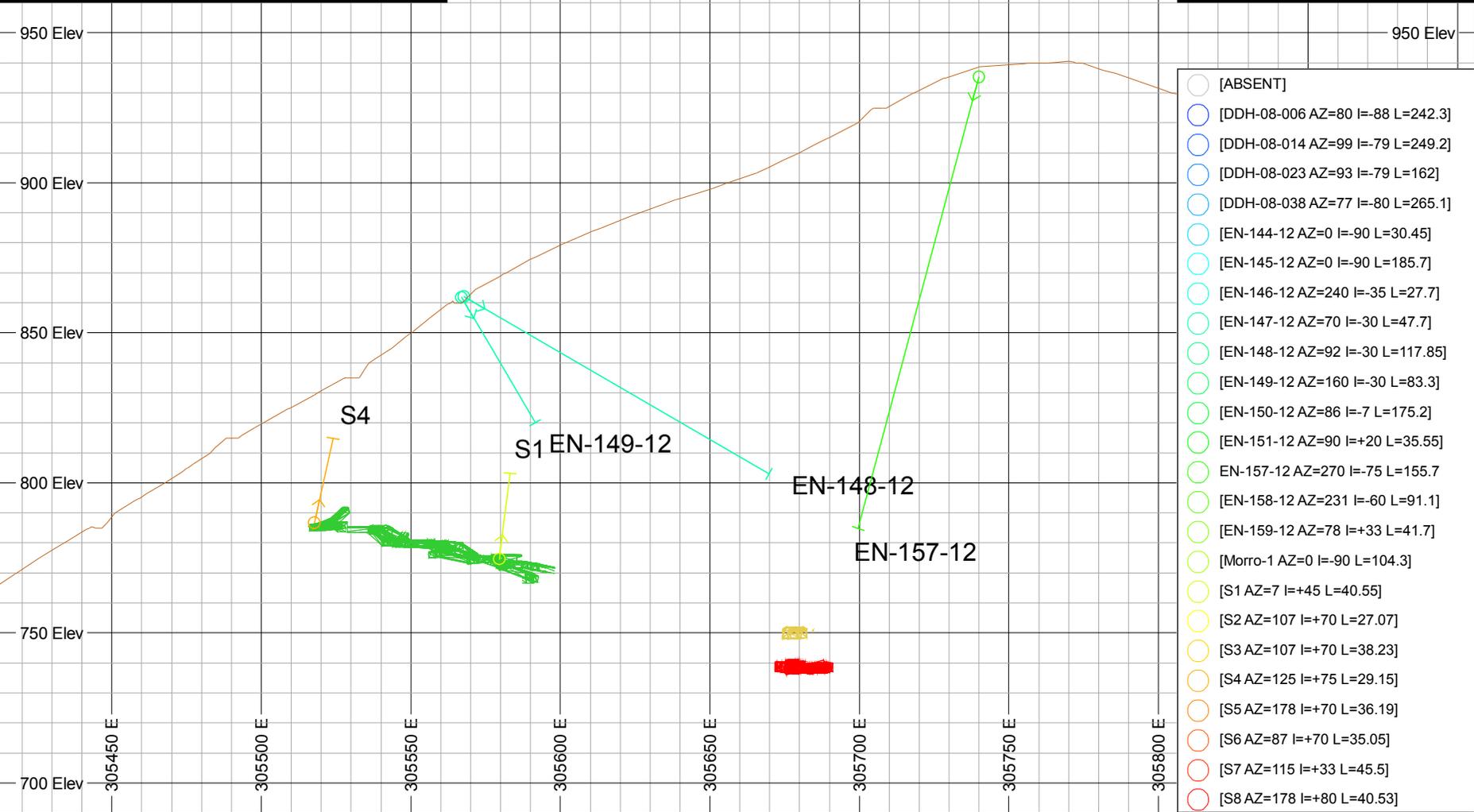
Desde	Hasta	Descripción
0	5	Brecha rojiza matriz tobácea guías de calcita de hasta 1.5 cm
5	8.7	Ídem anterior
8.7	14.7	Ídem anterior
14.7	17.7	Ídem anterior
17.7	23.7	Ídem anterior
23.7	29.7	Guía de calcita, ancho 35 cm desde 29.5 hasta 29.15. Roca ídem anterior (brecha rojiza)
29.7	32.7	Brecha rojiza más tobácea y aisladas pintas de Py
32.7	35.7	Obs: 3.85 m de testigo 2 metros corrido, es decir desde 30.7. Faltan 2 metros de avance. Roca ídem anterior
35.7	38.7	Obs: Falta 1 m de avance. Guías de calcita o dolomita, poca efervescencia de 12 cm (37.58-37.7). Desde los 37.4 (últimos 30 cm) Andesita afanítica pardo-oscura
38.7	41.7	Obs: 4 metros de testigo. Andesita parda-oscura. FALLA de 95 cm (39.4-40.35) salbanda arcillosa café. Presencia de clorita tenue verde claro. Calcita en drusas de hasta 2 cm.

West East Projection Section 6402346.00 N

Section 1 of 5

Scale 1:2000.0 Date: 16/01/14

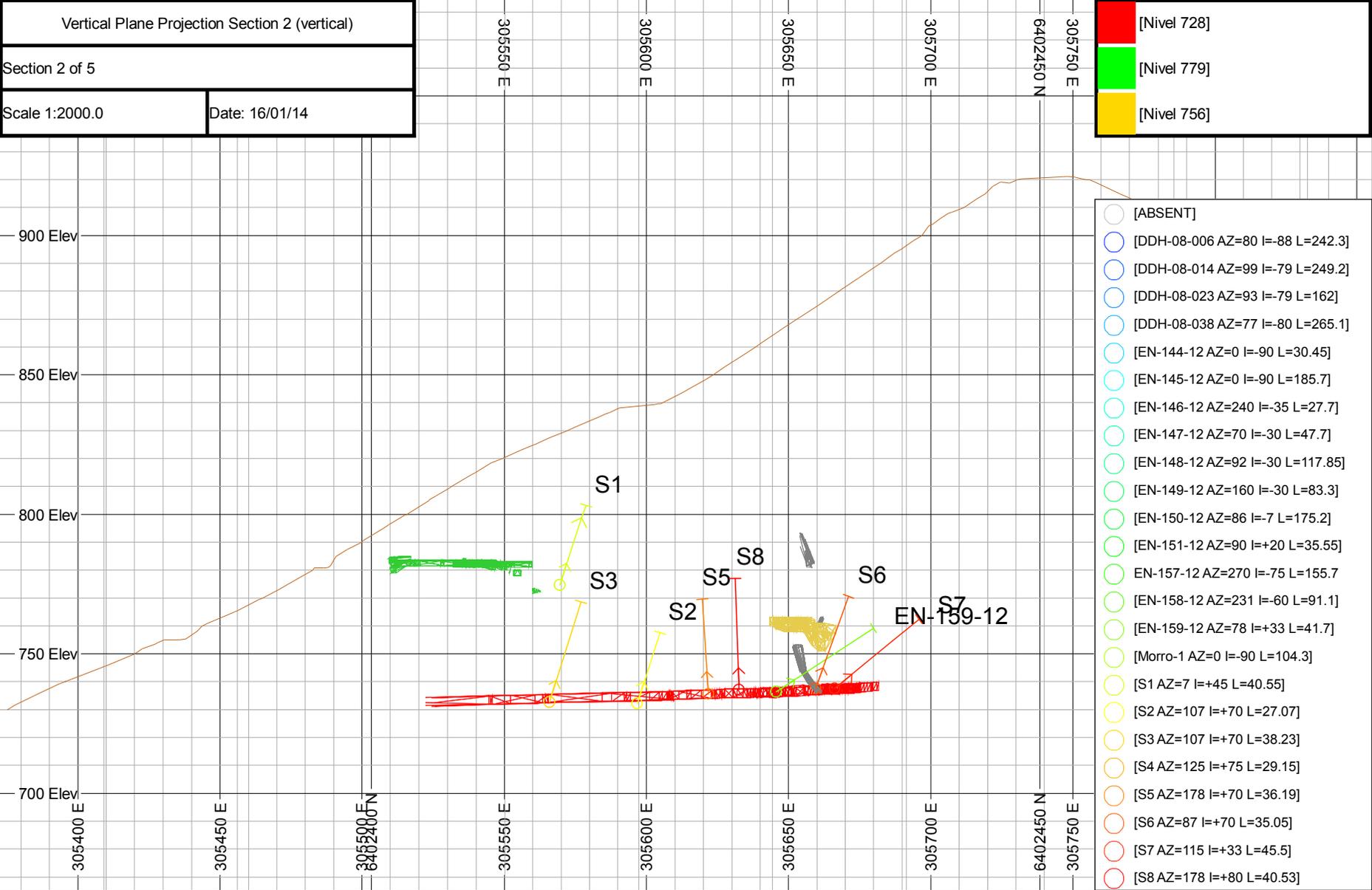
	[Nivel 728]
	[Nivel 779]
	[Nivel 756]



Vertical Plane Projection Section 2 (vertical)

Section 2 of 5

Scale 1:2000.0 Date: 16/01/14



Vertical Plane Projection Section 3 (vertical)

Section 3 of 5

Scale 1:2000.0 Date: 16/01/14



	[Nivel 728]
	[Nivel 779]
	[Nivel 756]

950 Elev

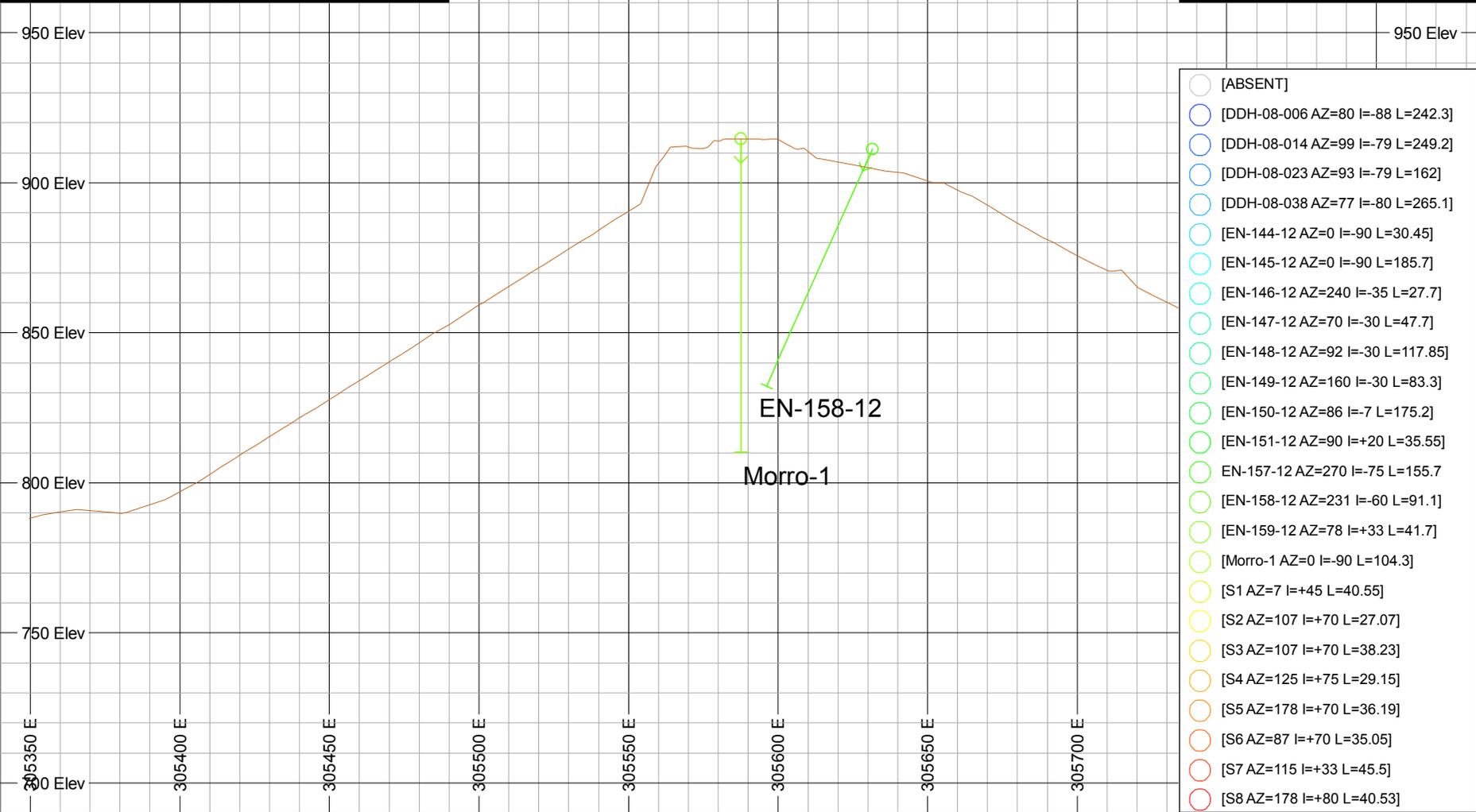
- [ABSENT]
- [DDH-08-006 AZ=80 I=-88 L=242.3]
- [DDH-08-014 AZ=99 I=-79 L=249.2]
- [DDH-08-023 AZ=93 I=-79 L=162]
- [DDH-08-038 AZ=77 I=-80 L=265.1]
- [EN-144-12 AZ=0 I=-90 L=30.45]
- [EN-145-12 AZ=0 I=-90 L=185.7]
- [EN-146-12 AZ=240 I=-35 L=27.7]
- [EN-147-12 AZ=70 I=-30 L=47.7]
- [EN-148-12 AZ=92 I=-30 L=117.85]
- [EN-149-12 AZ=160 I=-30 L=83.3]
- [EN-150-12 AZ=86 I=-7 L=175.2]
- [EN-151-12 AZ=90 I=+20 L=35.55]
- [EN-157-12 AZ=270 I=-75 L=155.7]
- [EN-158-12 AZ=231 I=-60 L=91.1]
- [EN-159-12 AZ=78 I=+33 L=41.7]
- [Morro-1 AZ=0 I=-90 L=104.3]
- [S1 AZ=7 I=+45 L=40.55]
- [S2 AZ=107 I=+70 L=27.07]
- [S3 AZ=107 I=+70 L=38.23]
- [S4 AZ=125 I=+75 L=29.15]
- [S5 AZ=178 I=+70 L=36.19]
- [S6 AZ=87 I=+70 L=35.05]
- [S7 AZ=115 I=+33 L=45.5]
- [S8 AZ=178 I=+80 L=40.53]

West East Projection Section 6402729.00 N

Section 4 of 5

Scale 1:2000.0 Date: 16/01/14

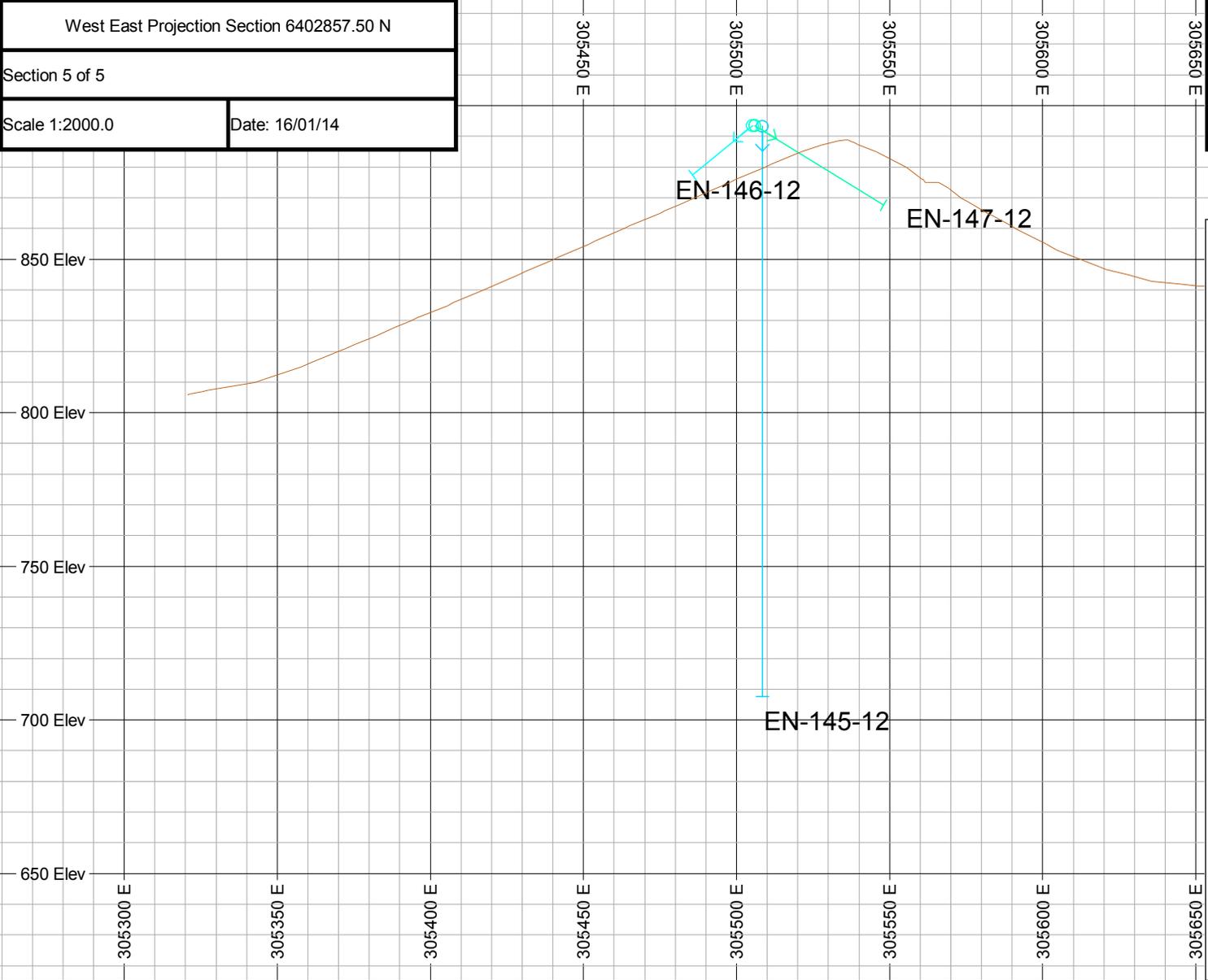
	[Nivel 728]
	[Nivel 779]
	[Nivel 756]



West East Projection Section 6402857.50 N

Section 5 of 5

Scale 1:2000.0 Date: 16/01/14



	[Nivel 728]
	[Nivel 779]
	[Nivel 756]

- [ABSENT]
- [DDH-08-006 AZ=80 I=-88 L=242.3]
- [DDH-08-014 AZ=99 I=-79 L=249.2]
- [DDH-08-023 AZ=93 I=-79 L=162]
- [DDH-08-038 AZ=77 I=-80 L=265.1]
- [EN-144-12 AZ=0 I=-90 L=30.45]
- [EN-145-12 AZ=0 I=-90 L=185.7]
- [EN-146-12 AZ=240 I=-35 L=27.7]
- [EN-147-12 AZ=70 I=-30 L=47.7]
- [EN-148-12 AZ=92 I=-30 L=117.85]
- [EN-149-12 AZ=160 I=-30 L=83.3]
- [EN-150-12 AZ=86 I=-7 L=175.2]
- [EN-151-12 AZ=90 I=+20 L=35.55]
- [EN-157-12 AZ=270 I=-75 L=155.7]
- [EN-158-12 AZ=231 I=-60 L=91.1]
- [EN-159-12 AZ=78 I=+33 L=41.7]
- [Morro-1 AZ=0 I=-90 L=104.3]
- [S1 AZ=7 I=+45 L=40.55]
- [S2 AZ=107 I=+70 L=27.07]
- [S3 AZ=107 I=+70 L=38.23]
- [S4 AZ=125 I=+75 L=29.15]
- [S5 AZ=178 I=+70 L=36.19]
- [S6 AZ=87 I=+70 L=35.05]
- [S7 AZ=115 I=+33 L=45.5]
- [S8 AZ=178 I=+80 L=40.53]