



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

PROYECTO ANICO

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

FRANCISCA IGNACIA TABILO CHRISTOFOROU

**PROFESOR GUÍA:
BRUNO BEHN**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
HANS GÖPFERT
JUAN MANUEL SALDIVIA**

**SANTIAGO DE CHILE
JUNIO 2012**

*Dedico este Trabajo de Título a todos
aquellos que me acompañaron y
soportaron durante este proceso, y en
particular, a las personas que nunca
perdieron la fe en mí...*

RESUMEN

El “Proyecto ANICO”, es un proyecto minero-metalúrgico, que se encuentra ubicado en la Provincia del Choapa, Comuna de Canela, IV Región de Coquimbo. Consiste en una planta de beneficio de minerales oxidados de cobre (Planta Puerto Oscuro), productora de cristales de sulfato de cobre pentahidratado ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) grado alimenticio, en base al abastecimiento de minerales de las pertenencias mineras “ANICO 1/5” así como también de minas del sector, con leyes fluctuantes entre 0,8 y 2,0% de cobre.

Se plantea un tratamiento a un nivel inicial de 5.000 [t/mes] o bien 200 [t/d] por un periodo de 10 años, mediante los procesos de chancado, aglomerado y curado, lixiviación, extracción por solvente (SX), cristalización (CR), recristianización (RC), secado y envasado.

La justificación del proyecto ANICO radica en la existencia de un fuerte y sustentable mercado de derivados de cobre potenciado por la agroindustria y la estrechez de la oferta, un gran potencial de explotación de minerales a nivel medio menor en todo el distrito minero y la ubicación y exigencias de los poderes de compra de ENAMI en la zona que obligan a la derivación de los productores a otras plantas. Dado lo anterior existe una posibilidad cierta para la Planta Puerto Oscuro de convertirse en un poder comprador fuerte e importante en la zona.

Para un procesamiento de 60.000 [t/año] de mineral, y un horizonte de evaluación de 10 años, el costo de operación para una ley media estimada de alimentación a planta de 1,47 %Cu, alcanza los 75,48 [USD/t] de mineral, o bien en términos del producto final este costo es de 1,63 [USD/ kg] de sulfato de cobre pentahidratado.

La evaluación técnico-económica del Proyecto Anico arroja como resultado un VAN de 11.400.000 [USD] aprox., teniendo en cuenta que el proyecto es rentable por una parte con minerales de leyes superiores o iguales a 1,024% de Cu, y por otra con un precio del sulfato de cobre superior a 1,892 [USD/kg].

El mayor desafío de este proyecto es el abastecimiento de mineral de terceros hacia la Planta Puerto Oscuro junto con la mantención de una ley promedio, por lo que es necesario tomar todas las medidas que permitan dar márgenes positivos al proyecto.

ABSTRACT

"Project ANICO" is a metal-mining project, it is located in the Choapa province, Canela district, IV region of Coquimbo. It is about a concentrator or mill plant using an oxidized copper ore (Puerto Oscuro Plant), producer pentahydrate copper sulfate ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) crystals in food grade way, based in supply of mineral by its mining property "ANICO 1/5" as well as mining sector around, with grades fluctuating between 0,8 and 2,0% CuS.

It will develop processing activities for a 10 years period, with an initial processing level of 5000 [t/month] or 200 [t/day], by the processes of crushing, agglomeration and curing, leaching, solvent extraction, crystallization, re-christianization, drying and packaging.

The ANICO Project justification lays down in a strong and sustainable Cu derivatives market potentiated by agribusiness and supply tightness, also a great potential for exploitation in the lower grade level cluster around the mining district, and finally the mineral's oversupply received by ENAMI plants, that forces derivate into other producers. Given the above there is a latent possibility for plant Puerto Oscuro to become a strong and important buyer power in the area.

For a processing of 60,000 [t/year], with an horizon evaluation of 10 years, the operation cost evaluated in terms of mineral processing, with an estimated mineral grade average of 1.47% Cu sent in to the plant, it reaches to 75, 48 [USD/t] of mineral, and in terms of final product, this cost is 1.63 [USD/t] of pentahydrated copper sulfate..

The financial evaluation of Anico Project ended up in a NPV of 11.400.000 [USD], considering that the project would be profitable working with minerals with grades equals or above 1,024% of Cu and with a pentahydrated copper sulfate price above 1,892 [USD/kg] as well.

The biggest challenge of this project is the foreign mineral's supplying to Puerto Oscuro Plant and the maintenance of an average grade as well. Therefore we need to take all the necessary actions to keep these variables constant and also to keep positive margins for the project.

ÍNDICE

1.	INTRODUCCIÓN	10
1.1.	Motivación del trabajo.....	10
1.2.	Objetivos.....	10
1.2.1.	Objetivo General	10
1.2.2.	Objetivo específico.....	11
1.3.	Alcances	11
2.	ANTECEDENTES.....	12
2.1.	Ubicación y Accesos	12
2.2.	Poderes de compra de la Región	16
2.3.	Cristalización en el Sistema Sulfato de Cobre –Ácido Sulfúrico– Agua. ..	18
2.4.	Mercado del Sulfato de Cobre.....	20
2.4.1.	Demanda.....	20
2.4.2.	Oferta.....	22
2.4.3.	Usos	24
2.4.4.	Precios	25
2.4.5.	Chile	25
2.5.	Geografía e Hidrología.....	26
2.6.	Geología de la Zona.....	28
2.6.1.	Introducción.....	28
2.6.2.	Geomorfología.....	30
2.6.3.	Estructuras	31
2.6.4.	Tectónica	32
2.6.5.	Resumen.....	33
3.	MINA ANICO	34
3.1.	Propiedad Minera	34
3.2.	Geofísica.....	35
3.3.	Análisis Geomecánico	35
3.4.	Geología Mina y Campaña de sondajes	36
3.4.1.	Rocas	39
3.4.2.	Campaña de sondajes	40

3.4.3.	Interpretación.....	44
3.4.4.	Recursos Geológicos Mina Anico.....	50
3.5.	Construcción Rajo	51
3.5.1.	Diseño y Construcción	51
3.5.2.	Operaciones Unitarias Básicas	53
3.6.	Construcción Socavón de Reconocimiento	54
3.6.1.	Diseño y Construcción	54
3.6.2.	Operaciones Unitarias Básicas	55
3.7.	Ciclos, rendimientos y equipos a utilizar	58
3.8.	Servicios	61
3.9.	Insumos.....	61
3.10.	Plan Minero - Programa de producción Planta.....	62
4.	PROYECTO PLANTA PUERTO OSCURO	64
4.1.	Pruebas Metalúrgicas y Capacidad de Procesamiento	64
4.2.	Levantamiento Topográfico del Área.....	66
4.3.	Materias Primas	68
4.4.	Descripción de los Procesos e Instalaciones de producción.....	71
4.4.1.	Etapa de Chancado	73
4.4.2.	Etapa de Aglomerado y Curado	79
4.4.3.	Etapa de Lixiviación.....	82
4.4.4.	Etapa de Extracción por Solventes (SX)	92
4.4.5.	Etapa de Cristalización (CR).....	96
4.4.6.	Etapa de Recristalización (RCR).....	97
4.4.7.	Etapa de Secado.....	99
4.4.8.	Etapa de Envasado.....	100
4.5.	Obras Complementarias	100
4.5.1.	Estanques de Agua	100
4.5.2.	Estanque de Ácido Sulfúrico	100
4.5.3.	Estanque de Combustible	101
4.5.4.	Talleres de Mantenimiento	101
4.5.5.	Obras de Arquitectura	101
4.5.6.	Servicios Sanitarios	101

4.6.	Insumos o Suministros	102
4.6.1.	Reactivos	102
4.6.2.	Agua Potable	105
4.6.3.	Agua Industrial	105
4.6.4.	Combustible.....	106
4.6.5.	Aire Comprimido	107
4.6.6.	Energía eléctrica y potencia instalada	107
5.	EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONOMICA.....	109
5.1.	Introducción.....	109
5.2.	Tarifa de compra.....	109
5.3.	Inversión	111
5.3.1.	Inversión Mina	111
5.3.2.	Inversión Planta.....	111
5.3.3.	Inversiones Generales.....	114
5.3.4.	Resumen de inversiones	114
5.4.	Costo Operación	116
5.4.1.	Análisis Mina	116
5.4.2.	Compra mineral a terceros	119
5.4.3.	Análisis Planta Puerto Oscuro	121
5.4.4.	Gastos Administrativos y Generales	128
5.4.5.	Resumen costo de operación	129
5.5.	Evaluación Económica	129
5.5.1.	Flujo de caja	129
5.5.2.	Análisis de Sensibilidad	132
5.5.3.	Resumen Proyecto Anico	137
6.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	138
	REFERENCIAS	140
	ANEXO A: Sulfato de cobre.....	141
	ANEXO B: Antecedentes poderes de compra de la región.....	148
	ANEXO C: Estudio Geofísico de Polarización Inducida/ Resistividad Mina Anico.....	155
	ANEXO D: Geomecánica Mina Anico	159
	ANEXO E: Análisis Muestras Sondajes	167

ANEXO F: Inversión Adicional Planta Puerto Oscuro.....	176
ANEXO G: Sueldos Mano de Obra	177

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

<i>Ilustración 1: Ubicación Regional Planta Industrial</i>	<i>12</i>
<i>Ilustración 2: Ubicación Local Planta Industrial</i>	<i>13</i>
<i>Ilustración 3: Ubicación Mina Anico</i>	<i>13</i>
<i>Ilustración 4: Ubicación Mina Tres Gracias.....</i>	<i>14</i>
<i>Ilustración 5: Ubicación Mina las Gemelas.....</i>	<i>15</i>
<i>Ilustración 6: Ubicación Mina Potrillo</i>	<i>15</i>
<i>Ilustración 7: Plano general Proyecto</i>	<i>16</i>
<i>Ilustración 8: Distribución de Planteles Productivos de ENAMI en el Territorio Nacional.....</i>	<i>17</i>
<i>Ilustración 9: Procedimiento de obtención de sulfato de cobre industrial producido por cristalización discontinua (batch) de soluciones saturadas en bateas.....</i>	<i>19</i>
<i>Ilustración 10: Esquema de producción de sulfato de cobre usando extracción por solventes y un cristizador continuo.....</i>	<i>20</i>
<i>Ilustración 11: Principales mercados productores de sulfato de cobre en el año 2010.....</i>	<i>24</i>
<i>Ilustración 12: Principales usos del sulfato de cobre pentahidratado</i>	<i>24</i>
<i>Ilustración 13: Fisiografía Regional (modificado de Romero et al. 1988)</i>	<i>26</i>
<i>Ilustración 14: Clima Regional (modificado de Romero et al. 1988).....</i>	<i>27</i>
<i>Ilustración 15: Geología regional Proyecto Anico</i>	<i>29</i>
<i>Ilustración 16: Zonas Geomorfológicas IV Región.....</i>	<i>31</i>
<i>Ilustración 17: Propiedad Minera Anico.....</i>	<i>34</i>
<i>Ilustración 18: Zona Mina, mineralización de Fallas</i>	<i>37</i>
<i>Ilustración 19: Plano Zonas Mineralizadas</i>	<i>37</i>
<i>Ilustración 20: Zona Mineralizada I</i>	<i>38</i>
<i>Ilustración 21: Zona mineralización</i>	<i>38</i>
<i>Ilustración 22: Descripción Mina Anico, Vetas y sondajes.....</i>	<i>42</i>
<i>Ilustración 23: Zona del rajo y desmontes de la Veta Anico, la Maquina de sondajes está en la posición de sondaje ANIR - 01.....</i>	<i>45</i>
<i>Ilustración 24: Sección P1 Vetas Mina Anico</i>	<i>47</i>
<i>Ilustración 25: Sección P2 Vetas Mina Anico</i>	<i>48</i>
<i>Ilustración 26: Sección P3 Vetas Mina Anico</i>	<i>48</i>
<i>Ilustración 27: Sección P4 Vetas Mina Anico</i>	<i>49</i>
<i>Ilustración 28: Sección P5 Vetas Mina Anico</i>	<i>49</i>
<i>Ilustración 29: Parámetros de diseño Rajo.....</i>	<i>51</i>
<i>Ilustración 30: Layout General Mina Anico.....</i>	<i>52</i>
<i>Ilustración 31: Diagrama de Tronadura.....</i>	<i>53</i>
<i>Ilustración 32: Diagrama de Disparo</i>	<i>56</i>
<i>Ilustración 33: Recuperación pruebas metalúrgicas.....</i>	<i>65</i>
<i>Ilustración 34: Ley de cabeza [%] v/s producción [t].....</i>	<i>66</i>
<i>Ilustración 35: Layout general Emplazamiento Planta.....</i>	<i>67</i>
<i>Ilustración 36: Flowsheet Planta</i>	<i>72</i>
<i>Ilustración 37: Diagrama de flujo proceso de Chancado</i>	<i>75</i>
<i>Ilustración 38: Curva Granulométrica Ideal.....</i>	<i>77</i>
<i>Ilustración 39: Flujo de Cribado Esperado</i>	<i>78</i>
<i>Ilustración 40: Diagrama de Flujo Etapa de Aglomerado y Curado</i>	<i>81</i>
<i>Ilustración 41: Camino Transporte desde Planta de Aglomerado a Pilas de Lixiviación</i>	<i>83</i>
<i>Ilustración 42: Dimensionamiento de las Piscinas, vista en elevación.</i>	<i>89</i>
<i>Ilustración 43: Consumo de ácido pruebas metalúrgicas</i>	<i>104</i>
<i>Ilustración 44: Gráfico VAN en función Precio Sulfato de Cobre Pentahidratado.</i>	<i>133</i>

<i>Ilustración 45: Gráfico VAN en función de la Ley de Cobre Mx Mena.....</i>	<i>133</i>
<i>Ilustración 46: VAN v/s % de mineral comprado a terceros.....</i>	<i>134</i>
<i>Ilustración 47: Curvas isothermas con la densidad de la solución de sulfato de cobre en función de a) Ácido sulfúrico y b) Cobre contenido.....</i>	<i>142</i>
<i>Ilustración 48: Curvas isothermas de solubilidad del cobre en el sistema sulfato de cobre-ácido sulfúrico- agua, incluyendo valores de densidad de la solución.....</i>	<i>143</i>
<i>Ilustración 49: Diagrama de solubilidad y supersolubilidad, o de saturación y supersaturación.....</i>	<i>144</i>
<i>Ilustración 50: Corte esquemático mostrando el funcionamiento de un cristizador de lecho fluidizado apropiado para la producción de sulfato de cobre tipo nieve.....</i>	<i>147</i>

ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1: Principales 10 países consumidores de Sulfato de cobre</i>	21
<i>Tabla 2: Clientes Sulfato de cobre</i>	22
<i>Tabla 3: Principales 10 países exportadores de sulfato de cobre</i>	23
<i>Tabla 4: Principales productores de sulfato de cobre 2010</i>	23
<i>Tabla 5: Producción Chilena anual de sulfatos de cobre pentahidratados</i>	25
<i>Tabla 6: Producción de sulfatos de cobre 2010 según regiones</i>	25
<i>Tabla 7: Exportación Chilena anual de sulfatos de cobre pentahidratados</i>	25
<i>Tabla 8: Promedio precipitaciones por décadas [mm]</i>	27
<i>Tabla 9: Datos pluviométricos estación meteorológica DGA Punitaqui.</i>	28
<i>Tabla 10: Precipitaciones máximas absolutas</i>	28
<i>Tabla 11: Resultados obtenidos pruebas</i>	36
<i>Tabla 12: Clasificación macizo rocoso</i>	36
<i>Tabla 13: Descripción Sondajes</i>	40
<i>Tabla 14: Muestras de Superficie</i>	41
<i>Tabla 15: Muestras por Sondajes</i>	41
<i>Tabla 16: Ocurrencias de Mx por Sondaje</i>	43
<i>Tabla 17: Ocurrencia y tipo de Alteración por Sondaje</i>	43
<i>Tabla 18: Resumen Recursos</i>	51
<i>Tabla 19: Parámetros Tronadura</i>	53
<i>Tabla 20: Criterios de diseño</i>	59
<i>Tabla 21: Rendimientos carguío</i>	59
<i>Tabla 22: Parámetros transporte</i>	59
<i>Tabla 23: Tiempo de viaje</i>	60
<i>Tabla 24: Rendimiento transporte</i>	60
<i>Tabla 25: Requerimientos de equipos</i>	60
<i>Tabla 26: Muestras Minas</i>	62
<i>Tabla 27: Programa de procesamiento de mineral</i>	63
<i>Tabla 28: Pruebas Metalúrgicas</i>	64
<i>Tabla 29: Valores de diseño</i>	65
<i>Tabla 30: Producción según ley de Cabeza</i>	66
<i>Tabla 31: Análisis químicos cuantitativos</i>	68
<i>Tabla 32: Análisis Químico Realizado Mediante ICP</i>	69
<i>Tabla 33: Análisis de Difracción de Rayos X</i>	70
<i>Tabla 34: Análisis de composición Minerales Opacos</i>	70
<i>Tabla 35: Valores Referenciales del Mineral</i>	71
<i>Tabla 36: Lista Instalaciones y Equipos Planta de Chancado</i>	73
<i>Tabla 37: Características Chancador de Mandíbulas</i>	75
<i>Tabla 38: Características Chancador Secundario</i>	76
<i>Tabla 39: Características Chancador Terciario</i>	76
<i>Tabla 40: Requerimientos Harnero</i>	78
<i>Tabla 41: Potencia Instalada Planta de Chancado</i>	79
<i>Tabla 42: Parámetro Relacionados a Etapa de Aglomeración y Curado</i>	80
<i>Tabla 43: Instalaciones Etapa de Aglomerado y Curado</i>	80
<i>Tabla 44: Potencia Instalada</i>	82
<i>Tabla 45: Consideraciones Diseño de las Pilas de Lixiviación</i>	82
<i>Tabla 46: Dimensiones y Características de las pilas</i>	85

<i>Tabla 47: Requerimientos de Energía Sistema de Flujos</i>	87
<i>Tabla 48: Inputs Estanques</i>	88
<i>Tabla 49: Dimensiones y Capacidad de Piscinas</i>	89
<i>Tabla 50: Plan de Producción</i>	90
<i>Tabla 51: Descripción de Equipos Planta SX</i>	92
<i>Tabla 52: Parámetros Relacionados a la Etapa de Extracción por Solvente</i>	94
<i>Tabla 53: Circuito y Recirculación de Fases Orgánica y Acuosa</i>	94
<i>Tabla 54: Circuito y Concentración de Cobre en SX</i>	95
<i>Tabla 55: Equipos Etapa de Cristalización</i>	96
<i>Tabla 56: Parámetros Relacionados con la Etapa de Cristalización</i>	97
<i>Tabla 57: Equipos Planta de Recristalización</i>	97
<i>Tabla 58: Parámetros Relacionados con la Etapa de Re- Cristalización</i>	99
<i>Tabla 59: Consumo de Reactivos</i>	102
<i>Tabla 60: Consumo de ácido pruebas metalúrgicas</i>	103
<i>Tabla 61: Requerimientos de Ácido Sulfúrico</i>	104
<i>Tabla 62: Consumo de Agua</i>	106
<i>Tabla 63: Consumo de Petróleo Maquinaria</i>	107
<i>Tabla 64: Requerimientos Energía Planta</i>	108
<i>Tabla 65: Bases calculo tarifa compra mineral</i>	109
<i>Tabla 66: Tarifa de compra Sulfatos Chile</i>	110
<i>Tabla 67: Resumen inversiones mina Anico</i>	111
<i>Tabla 68: Inversiones Planta Puerto Oscuro</i>	112
<i>Tabla 69: Inversión Gastos Generales Proyecto Anico</i>	114
<i>Tabla 70: Resumen de Inversiones</i>	115
<i>Tabla 71: Costo Mano de Obra Mina</i>	116
<i>Tabla 72: Consumo energético Mina Anico</i>	117
<i>Tabla 73: Costo perforación</i>	117
<i>Tabla 74: Costo carguío</i>	118
<i>Tabla 75: Costo transporte</i>	118
<i>Tabla 76: Costo tronadura</i>	118
<i>Tabla 77: Resumen costo operación mina</i>	119
<i>Tabla 78: Costo compra mineral</i>	120
<i>Tabla 79: Consumo Energía Eléctrica</i>	121
<i>Tabla 80: Costo MO Planta LX-SX-CR-RC</i>	122
<i>Tabla 81: Costo MO Planta CH-A</i>	123
<i>Tabla 82: Costo MO Mantenición</i>	124
<i>Tabla 83: Costos operacionales Planta</i>	125
<i>Tabla 84: Resumen Costos Planta Puerto Oscuro</i>	127
<i>Tabla 85: Costo Mano de obra Administración</i>	128
<i>Tabla 86: Costo Operación Proyecto</i>	129
<i>Tabla 87: Parámetros evaluación económica</i>	129
<i>Tabla 88: Flujo de caja proyecto Anico</i>	131
<i>Tabla 89: Sensibilización VAN fn (Ley Cu y precio sulfato)</i>	132
<i>Tabla 90: Sensibilización VAN en función del % de mineral de compra</i>	134
<i>Tabla 91: Viabilidad procesamiento de mineral 100% compra a terceros</i>	136
<i>Tabla 92: Resumen Proyecto Anico</i>	137
<i>Tabla 93: Productores empadronados ENAMI</i>	148
<i>Tabla 94: Evolución Compra de Minerales</i>	149
<i>Tabla 95: Tonelaje por Agencia ENAMI</i>	150

<i>Tabla 96: Minerales Oxidados por Agencia ENAMI.....</i>	<i>150</i>
<i>Tabla 97: Minarles de Flotación por Agencia ENAMI</i>	<i>151</i>
<i>Tabla 98: Tonelaje Agencias ENAMI.....</i>	<i>151</i>
<i>Tabla 99: Diagnostico Pequeña Minería por provincia.....</i>	<i>152</i>
<i>Tabla 100: Base de compra mineral ENAMI</i>	<i>154</i>
<i>Tabla 101: Tarifa Mineral de Lixiviación</i>	<i>154</i>
<i>Tabla 102: Castigo por impurezas Mineral de Lixiviación.....</i>	<i>154</i>

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Motivación del trabajo

El “Proyecto ANICO” se entiende como un proyecto minero-metalúrgico, consistente en una planta de beneficio de minerales oxidados de cobre, productora de cristales de sulfato de cobre pentahidratado ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) en base al abastecimiento de minas del sector, cuyas leyes fluctuarán entre 0,6 y 2,0% Cu. Su nicho es el mercado de la pequeña minería que, dadas las exigencias de ENAMI, queda fuera de las categorías de opciones de compra de esa empresa debido a sus leyes de Cu.

Este complejo planta - minas desarrollará actividades extractivas por un periodo de 10 años a un nivel de procesamiento, en primera instancia, de 5.000 [t/mes] o bien 200 [t/d].

El beneficio del mineral considera los procesos de chancado, aglomerado y curado, lixiviación de mineral, extracción por solvente, cristalización, recristianización, secado y envasado del sulfato de cobre pentahidratado en calidad alimenticia.

Este proyecto se encuentra ubicado en la provincia del Choapa, Comuna de Canela, IV Región de Coquimbo. La planta de tratamiento se ubica al Noroeste de Canela Baja, mientras que las minas abastecedoras se reparten entre las comunas de Combarbalá, Canela e Illapel.

El presente trabajo presenta los antecedentes básicos necesarios para el estudio y evaluación técnico-económica del proyecto.

1.2. Objetivos

1.2.1. *Objetivo General*

Análisis técnico-económico del “Proyecto Anico”, definiendo inversiones y costos de operaciones unitarias, además de la categorización de los recursos Mina Anica, en conjunto de un análisis del distrito en donde se emplaza su pertenencia minera Anico 1/5.

1.2.2. *Objetivo específico*

- Descripción del distrito en el cual se encuentra el Proyecto Anico.
- Determinación de recursos mineros de la Mina Anico.
- Definición del programa de producción, tomando en cuenta productividades, parámetros operacionales, equipos, insumos, costos, etc. con el fin de obtener el máximo de eficiencia en cuanto a perforación, tronadura, carguío y transporte de material.
- Realización de cálculos de operación en función de los requerimientos de la planta de tratamiento de mineral.
- Determinación de los costos de operación e inversión Mina - Planta
- Evaluación técnico-económica

1.3. Alcances

Descripción de la geología del sector en donde se emplaza el proyecto. Caracterización de la operación Mina, junto con sus respectivos costos, sumado a la estimación de costos operación Planta. Análisis económico del proyecto en forma conjunta.

2. ANTECEDENTES

2.1. Ubicación y Accesos

a) Planta Puerto Oscuro

La Planta Puerto Oscuro se ubica a 4 [km] de distancia aproximadamente en sentido Noroeste de Canela Baja, perteneciente a la Provincia del Choapa, Región de Coquimbo, aproximadamente en las coordenadas UTM Norte 6.525.000 y Este 262.400.

En las siguientes imágenes se aprecia la localización a nivel regional y a nivel local de la planta.

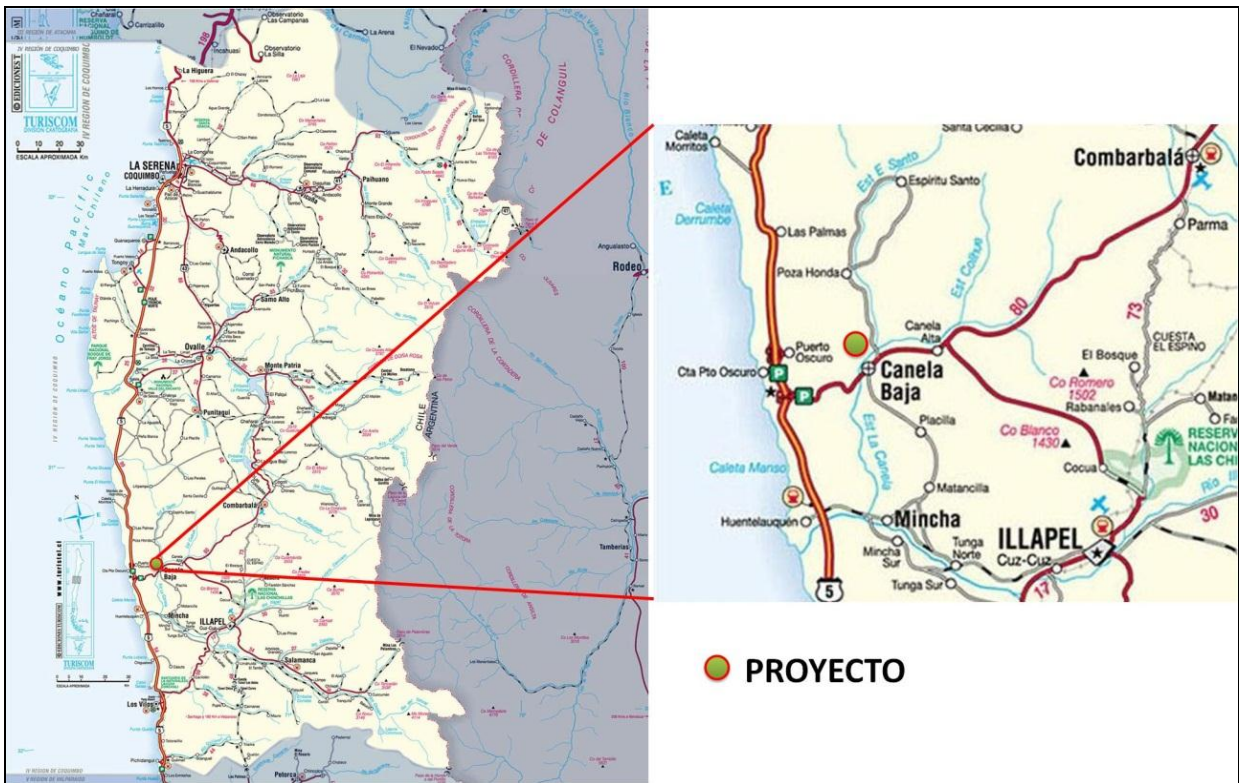


Ilustración 1: Ubicación Regional Planta Industrial



Ilustración 2: Ubicación Local Planta Industrial

b) Minas

Una de pertenencias mineras es ANICO 1/5, que posee una superficie de 25 [ha]. Está inserta en el pedimento minero de exploración Ángela 4 constituido en forma posterior, el que posee un tamaño de 300 [ha].

Anico se encuentra a unos 23 [km] al noreste de Illapel, en las coordenadas UTM, Norte 6.521.150 y Este 293.400, a 1.270 [m] aprox. sobre el nivel del mar y aproximadamente a 42 [km] de distancia de la Panta Puerto Oscuro.

A continuación la representación en el plano de la mina Anico.

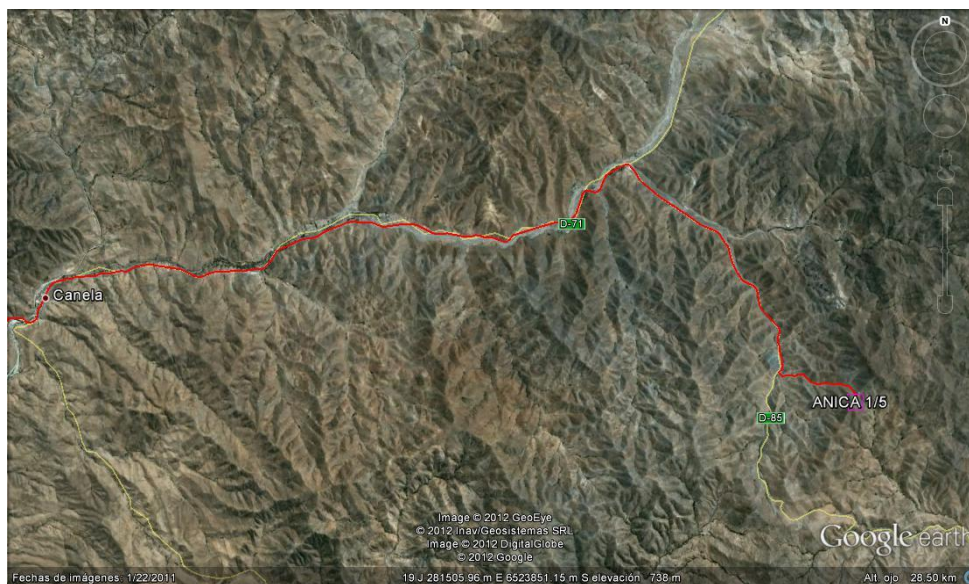


Ilustración 3: Ubicación Mina Anico

Otra pertenencia minera en la zona es TRES GRACIAS 1/18, la cual posee una superficie de 81 [ha], perteneciente a el Sr. Delko Tapia Bruna.

Se encuentra distante unos 26 [km] al noreste de Illapel, en las coordenadas UTM, Norte 6.525.100 y Este 293.450 a 1.280 [m] sobre el nivel del mar y aproximadamente a 45 [km] de distancia de la Panta Puerto Oscuro.

A continuación la representación en el plano de la mina Tres Gracias.

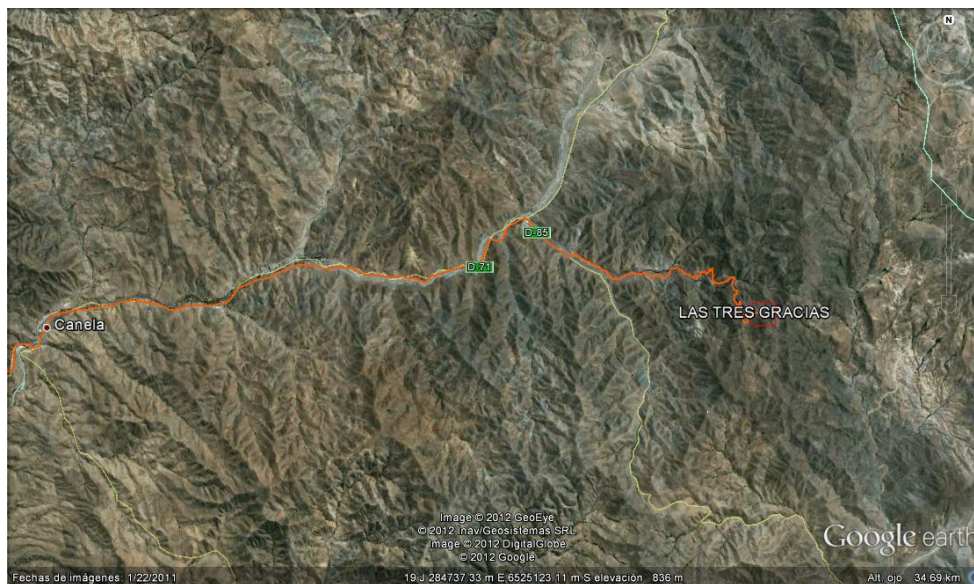


Ilustración 4: Ubicación Mina Tres Gracias

Otra pertenencia minera es LAS GEMELAS 1/12, la cual posee una superficie de 58 [ha], perteneciente a el Sr. Delko Tapia Bruna.

Se encuentra distante unos 27 [km] al noreste de Illapel, en las coordenadas UTM, Norte 6.524.050 y Este 295.300 a 1.280 [m] sobre el nivel del mar y aproximadamente a 45 [km] de distancia de la Panta Puerto Oscuro.

A continuación la representación en el plano de la mina Las Gemelas.

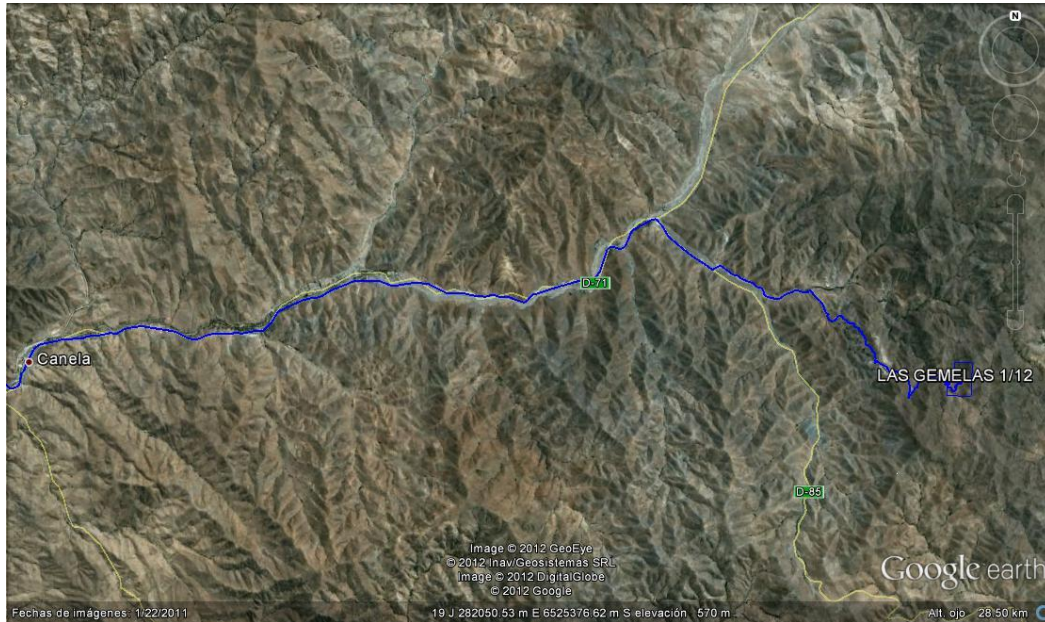


Ilustración 5: Ubicación Mina las Gemelas

También se han visitado POTRILLO 1/40, que posee una superficie de 200 [ha], perteneciente al Minera Chañar Blanco S.A.

Se encuentra distante unos 40 [km] al noreste de Illapel, en las coordenadas UTM, Norte 6.521.000 y Este 281.250 a 1.300 [m] sobre el nivel del mar y aproximadamente a 63 [km] de distancia de la Panta Puerto Oscuro

A continuación la representación en el plano de la mina Potrillo.

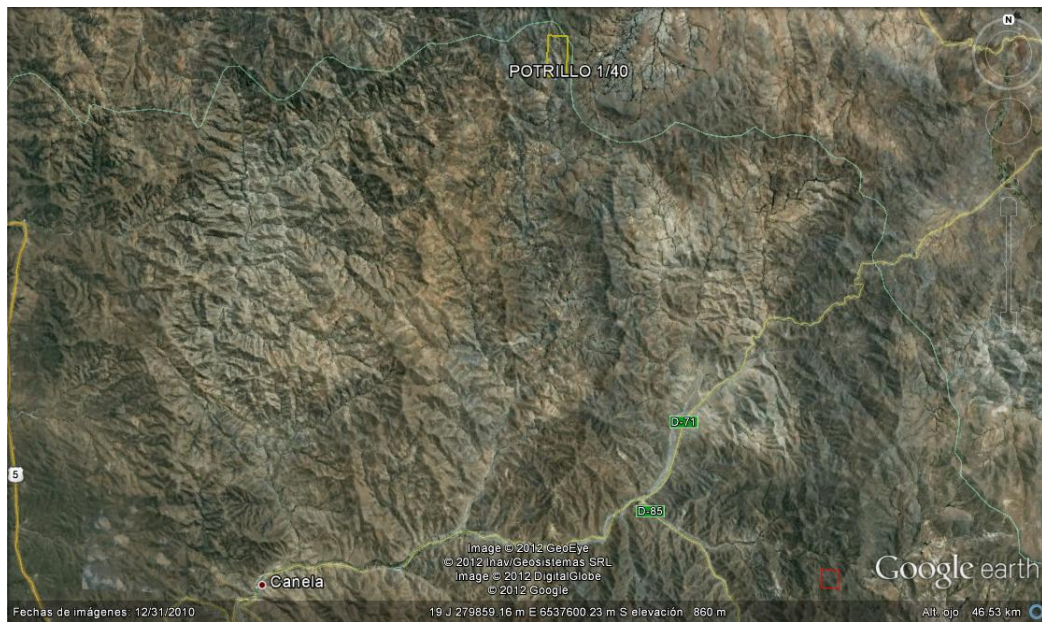


Ilustración 6: Ubicación Mina Potrillo

La vía de acceso a la Planta Puerto Oscuro desde la ciudad de Santiago es tomando la Carretera 5 Norte, hasta Sector Angostura, para luego tomar la Ruta D – 71 Camino a Combarbalá. Para acceder a las minas nombradas anteriormente se continúa hasta los Pozos; de ir hacia Potrillo se sigue por la Carretera D – 71, de lo contrario se debe tomar la Carretera D – 85 camino a Illapel.

A continuación se muestra un plano general con todas las ubicaciones

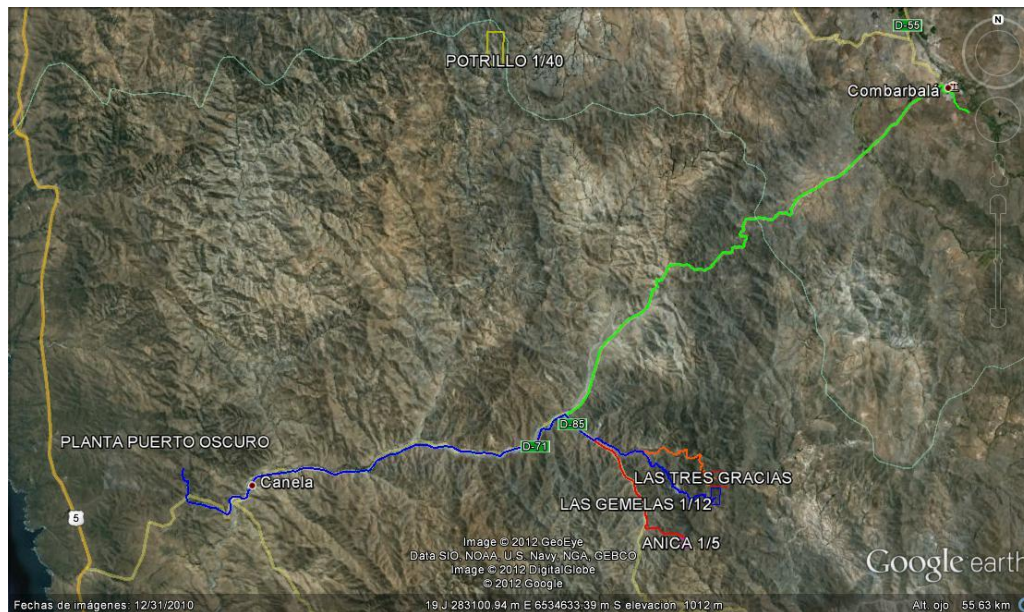


Ilustración 7: Plano general Proyecto

2.2. Poderes de compra de la Región

Al hablar de pequeña y mediana minería, no se debe olvidar que muchas faenas artesanales proporcionan una alternativa laboral para sectores afectados por la pobreza o la falta de oportunidades, además de generar encadenamientos productivos locales, potenciando el desarrollo de proyectos mayores, entre otros beneficios.

Actualmente, ENAMI (Empresa Nacional de Minería) otorga herramientas de crecimiento a este sector a través de plantas de beneficio y capacitaciones, fortaleciendo a la pequeña minería y agregando valor a los minerales en la cadena productiva.

El modelo de fomento de ENAMI puede enlistarse y describirse de la siguiente manera:

- Integración en distritos mineros orientados a aprovechar economías de escala, ahorros de costos en servicios, compras de insumos, capacitación, desarrollo de proveedores, acceso a mercados y/o formación de clústeres.
- Desarrollo de proyectos mina-planta basados en: propiedades mineras de terceros, propiedades mineras de ENAMI y propiedades mineras de ENAMI con terceros
- Considerar la propiedad minera de ENAMI con potencialidades, como base para promover la integración en la cadena de valor, aportando nuevos proyectos, como también en la modalidad de arrendamiento.
- Integración para el acceso a financiamiento de la banca privada, como por ejemplo sociedades de garantía recíproca (Ley 20.179).

En cuanto al procesamiento de mineral, ENAMI posee las siguientes instalaciones industriales,

- 2 Poderes de compra - fundiciones.
- 5 Poderes de compra – plantas de beneficio
- 17 Poderes de compra.

El listado de estos poderes de compra y su distribución espacial se muestran en la ilustración a continuación.

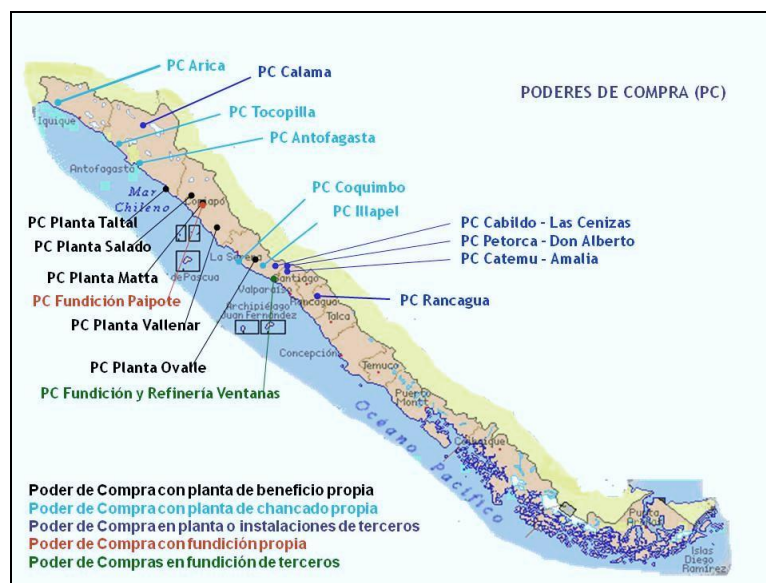


Ilustración 8: Distribución de Planteles Productivos de ENAMI en el Territorio Nacional

Debido a que los poderes de compra de ENAMI no reciben mineral de leyes menores a 1,5% CuS (aprox.), la instalación de un nuevo poder de compra en el sector que sea capaz de comprar este material y desmontes con leyes inferiores a 1,5% CuS, además de reducir las distancias, se ve de manera positiva, puesto permitiría a los productores aprovechar de mejor manera su mineral, disminuyendo la selección de este, teniéndose una ventaja comparativa con respecto a ENAMI.

Para mayores antecedentes respecto a los poderes de compra, producciones, productores, evolución de la compra, etc. revisar Anexo B.

2.3. Cristalización en el Sistema Sulfato de Cobre –Ácido Sulfúrico– Agua.

El Sulfato de Cobre pentahidratado es, genéricamente, el compuesto químico de cobre más importante a nivel industrial. Se le conoce desde épocas remotas como “vitriolo azul”. A partir de él se preparan la mayor parte de todas las demás sales de cobres usadas para fines industriales especiales: otros sulfatos, óxidos, carbonatos, cloruros y oxiclорuros.

Las formas comerciales más importantes de sulfato de cobre son:

- Sulfato de Cobre Anhidro CuSO_4
- Sulfato de Cobre monohidratado, $\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$
- Sulfato de Cobre pentahidratado, $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$

Este último puede cristalizar con facilidad, desde soluciones acuosas formando grandes cristales azules de estructura triclínica, o bien, controlando la granulometría, como pequeños cristales celestes conocidos como sulfato “tipo nieve”. Aplicándole calor a los 110°C , pierde moléculas de agua para formar un monohidrato de color blanco verdoso y, posteriormente, a 250°C la correspondiente sal anhidra, que es absolutamente blanca.

El Sulfato de Cobre cristalino que se comercializa en la generalidad de los casos, se produce a partir de soluciones acuosas de sulfato de cobre, principalmente en cristalizadores por enfriamiento, o en bateas. Típicamente las soluciones se preparan comercialmente haciendo circular una solución de ácido sulfúrico por una torre que contiene gránulos metálicos de cobre secundario (recortes de alambrea chatarra y otros despuntes industriales) de hasta 5,08 [cm] de diámetro, mientras que en forma simultánea circula aire en contracorriente para oxidar gradualmente el cobre metálico a ion cúprico,

Cu^{2+} . La mayoría de las impurezas se acumulan en la solución como un barro, que es filtrado y retirado para la eventual recuperación de metales preciosos, si los hubiere. En la siguiente figura se muestra el diagrama de flujos para la producción de cristales de sulfato de cobre, en un cristizador de batea con enfriamiento, asociado a la lixiviación de cobre secundario granulado.

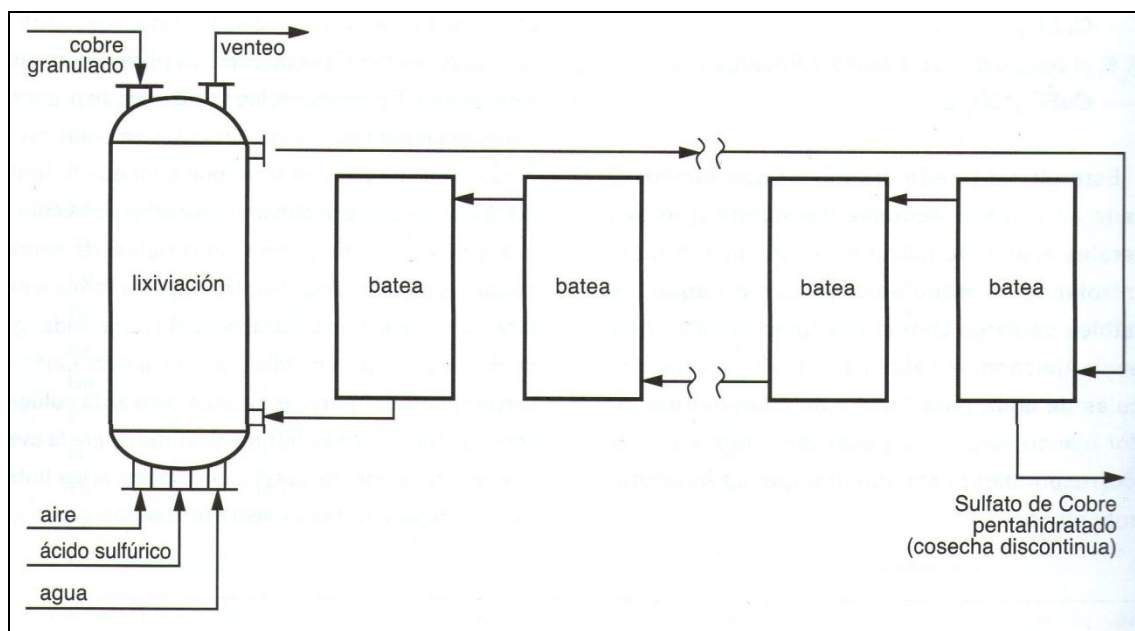


Ilustración 9: Procedimiento de obtención de sulfato de cobre industrial producido por cristalización discontinua (batch) de soluciones saturadas en bateas

Otras fuentes alternativas para lograr soluciones concentradas de sulfato de cobre incluyen:

- Descartes de electrolito desde la nave electrolítica de una refinería, ER
- Soluciones de lixiviación de mata de cobre o de cementos de cobre
- Soluciones concentradas de lixiviación directa de minerales de cobre de alta ley o de concentrados sometidos previamente a tostado
- Soluciones de electrolito rico obtenidas en la etapa de descarga de la extracción por solventes, que será el caso del proyecto Anico

En la siguiente figura se muestra el esquema de flujo para la producción de cristales pentahidratados pequeños de sulfato de cobre (sulfato “tipo nieve”) en un cristizador continuo por enfriamiento, asociado a una operación de lixiviación en pilas y SX (extracción por solventes).

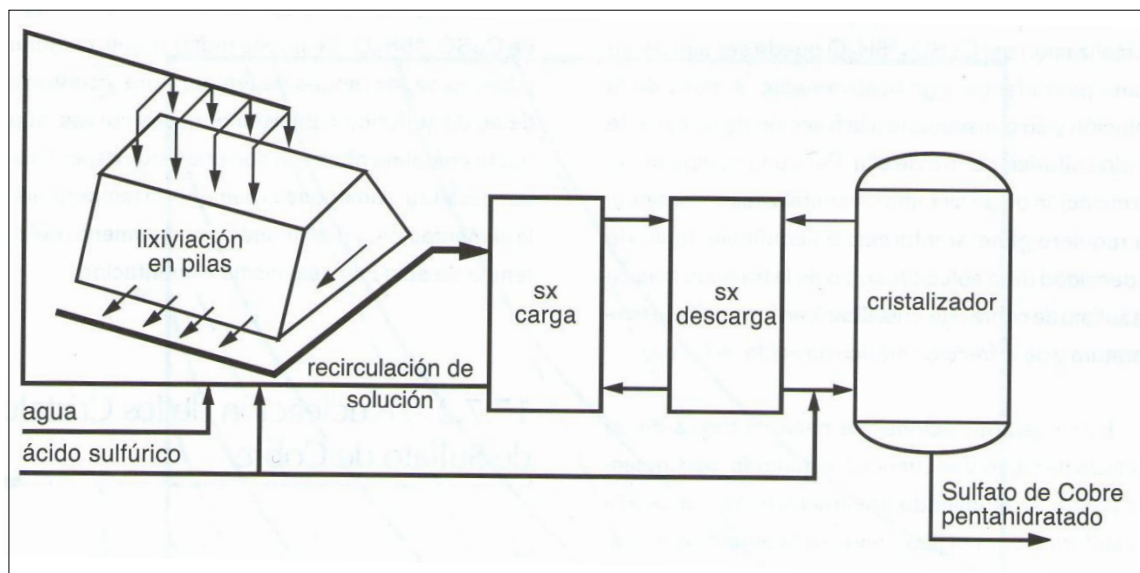


Ilustración 10: Esquema de producción de sulfato de cobre usando extracción por solventes y un cristalizador continuo

Las impurezas también pueden separarse del sulfato de cobre durante la cristalización, por el coeficiente de distribución inherente entre la solución y el cristal. La pureza del cristal también puede ser mejorada cambiando las condiciones de operación del cristalizador.

Para mayores antecedentes sobre la cristalización de sulfato de cobre revisar Anexo A.

2.4. Mercado del Sulfato de Cobre

2.4.1. Demanda

El incremento demográfico, así como el desarrollo del conocimiento científico respecto a la diversidad de aplicaciones del sulfato de cobre, ha llevado a un aumento sostenido de las necesidades mundiales de este producto.

Los principales importadores del sulfato de cobre en su grado alimenticio son:

- Canadá y Estados Unidos: Estos mercados requieren productos de alta calidad, es decir, sulfato de cobre pentahidratado en su grado alimenticio. Exigen el mínimo contenido de dioxinas y la existencia pruebas que certifiquen su calidad, puesto es utilizado en su mayoría para alimentar animales

- Unión Europea: Los principales consumidores son países agroindustriales como Alemania, Francia, Holanda, Reino Unido y España. La demanda ha sido históricamente abastecida por la producción interna más importaciones básicamente desde Rusia y China. La industria de alimentos que consume sulfato de cobre en su grado alimenticio, mantiene una demanda estable incluso en periodos de crisis, debido a su incidencia sobre el consumo básico de alimentos de la población.
- América Latina: El importante crecimiento del mercado agroindustrial, sector ganadero mayoritariamente, donde se ha tecnificado la elaboración de alimentos concentrados, señala un serio interés por el sulfato de cobre en su grado alimenticio.

La demanda anual chilena de sulfato de cobre es aproximadamente 3.500 [t] con un valor aproximado de USD 4.200.000

A continuación se adjunta una tabla resumen con los principales países demandantes de este producto (Sistema Integrado de Información de Comercio Exterior del Perú).

Tabla 1: Principales 10 países consumidores de Sulfato de cobre

IMPORTADORES				
N°	País	% Varianza 2008-2007	% Participación 2008	Total Importaciones 2010 [Millones USD]
1	EEUU	8%	27%	125,00
2	Canadá	24%	10%	47,77
3	Australia	43%	8%	35,84
4	Países Bajos	-16%	6%	27,69
5	Alemania	11%	5%	25,44
6	Francia	-3%	4%	19,18
7	Bélgica	-6%	3%	13,73
8	Reino Unido	22%	3%	12,43
9	Polonia	45%	2%	8,97
10	Otros Países	--	32%	159,98

Chile posee tratados de libre comercio con los principales mercados importadores de sulfato de cobre (Estados Unidos, Canadá, países de la Unión Europea, Australia y países de América Latina), por lo cual las exportaciones de sulfato de cobre ingresarían libres de arancel a estos mercados.

Los mercados desarrollados tienen una buena visión de Chile como productor de sulfato de cobre, gracias a buenas experiencias con los proveedores chilenos. El sulfato de cobre chileno es bien recibido ya que, a diferencia de otros países, no utiliza como materia prima la chatarra de cobre.

Distintas empresas de los países antes descritos, tanto a nivel de consumidores finales como de distribuidores, presentan un real interés por adquirir el sulfato de cobre pentahidratado en su grado alimenticio producido en Chile.

Se tiene conocimiento de potenciales consumidores interesados en adquirir su producción de sulfato de cobre en grado alimenticio, principalmente desde Canadá, Colombia, Perú, y Chile, que en total superan con creces la capacidad de producción potencial de las empresas.

A continuación se listan los potenciales clientes de sulfato de cobre pentahidratado a producir en el Proyecto Anico.

Tabla 2: Clientes Sulfato de cobre

Potencial cliente	País	Requerimiento [t/año]
Pestell Mineral	Canadá	2.400 - 3.600
Industrias EMU	Colombia	800 – 1.200
Fertisur	Perú	2.500
Agrosuper	Chile	720
Sanimax Marketing	Canadá	15.000
Conagran	Colombia	300 - 600
PQP	Colombia	650
Cuadra Chemical	Canadá	1.200
Agraria	Brasil	720
SooLim Corp	Corea del Sur	2.400 - 3.600

2.4.2. Oferta

El mercado históricamente en cada país, excepto EEUU donde hay dos empresas dominantes, se ha caracterizado por ser muy atomizado, siendo conformado por muchos pequeños oferentes.

Al utilizar principalmente chatarra de cobre, los productores tienen una fuerte dependencia del mercado de la chatarra.

A continuación se enlistan los principales países productores y exportadores de sulfato de cobre en el mundo (Sistema Integrado de Información de Comercio Exterior del Perú).

Tabla 3: Principales 10 países exportadores de sulfato de cobre

EXPORTADORES				
N°	País	% Varianza 2008 - 2007	% Participación 2008	Total Exportación 2010 [Millones USD]
1	México	--	21%	86.53
2	Rusia	6%	18%	73.04
3	China	-3%	11%	46.47
4	Chile	--	9%	37.63
5	Canadá	25%	8%	31.67
6	Países Bajos	10%	6%	26.61
7	Perú	--	4%	17.99
8	Polonia	43%	4%	15.92
9	Japón	--	3%	12.26
10	Alemania	25%	3%	10.52
11	Otros Países (78)		14%	56.63

Tabla 4: Principales productores de sulfato de cobre 2010

Principales Mercados Productores 2010	
País	%
EE.UU	27%
Canadá	10%
Australia	8%
No Definidos	8%
Países Bajos	6%
Alemania	5%
Francia	4%
Reino Unido	3%
Bélgica	3%
Polonia	2%
Otros	24%

En la ilustración siguiente se representa gráficamente los principales productores de sulfato de cobre en el año 2010.

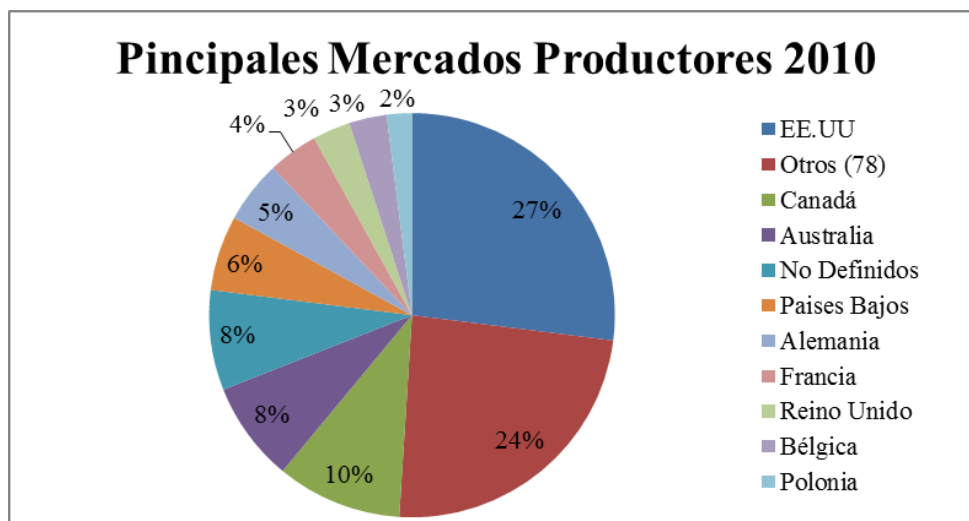


Ilustración 11: Principales mercados productores de sulfato de cobre en el año 2010

2.4.3. Usos

El sulfato de cobre posee múltiples aplicaciones; entre éstas se destacan:

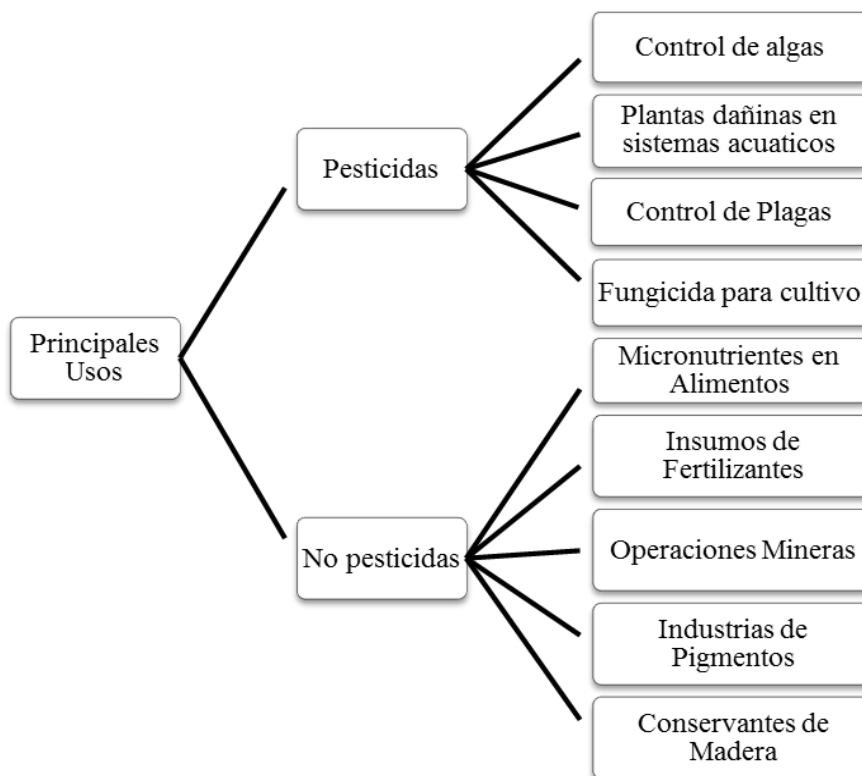


Ilustración 12: Principales usos del sulfato de cobre pentahidratado

2.4.4. Precios

Dado que este producto no se transa en bolsa, su precio presenta una alta varianza de acuerdo a su calidad, la cual está determinada por su grado de impurezas, por su granulometría y por su capacidad de libre escurrimiento.

Como el mercado oferente es atomizado, sus productos presentan calidades disímiles e incluso, para un mismo productor, su calidad depende mucho del tipo de chatarra utilizada o de la alimentación del proceso de cristalización.

Acuerdos contractuales que contemplen seguridad de entrega y garantía de calidad, motivan muchas veces valores superiores al precio del cobre cátodo grado “A” del LME (contenido equivalente).

En el año 2010, el precio promedio al cual Chile transó el producto fue de 2,80 [USD/kg], actualmente supera los 3,5 [USD/kg].

2.4.5. Chile

Chile se encuentra posicionado en el cuarto lugar de las exportaciones (ver Tabla 3), valuadas en 37,63 millones de dólares en el año 2010. Las tablas a continuación muestran las producciones y exportaciones anuales chilenas de sulfato de cobre desde el año 2001 al 2010 (Compendio Minería Chilena 2011).

Tabla 5: Producción Chilena anual de sulfatos de cobre pentahidratados

Producción Anual										
Año	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
t/año	S/I	S/I	S/I	5871	9659	5124	10217	12917	11860	12023

Tabla 6: Producción de sulfatos de cobre 2010 según regiones

Principales Regiones Productoras 2010		
Antofagasta	3696	[t]
Coquimbo	8327	[t]

Tabla 7: Exportación Chilena anual de sulfatos de cobre pentahidratados

Exportación Anual										
Año	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010
t/año	3691	4452	4881	3017	5103	4272	8053	12388	11413	11996

2.5. Geografía e Hidrología

En este capítulo se describen algunas de las características generales importantes de la zona donde se encuentra el Proyecto Anico.

Al sur del río Limarí se extiende el interfluvio que limita con el valle del río Choapa, el de mayor expresión espacial de la región. Las condiciones climáticas se van haciendo cada vez más húmedas hasta cambiar al clima de estepa templada con precipitaciones invernales. Se asiste así, a un aumento en el volumen total de las precipitaciones. Destacan en este sentido los esteros Punitaqui y La Canela, sobre cuyos depósitos se presenta actividad agrícola de riego. En relación a las características pedológicas se encuentra la unidad asociada alfisol-vertisol en Punitaqui, además de la unidad alfisol que ocupa todo el resto del interfluvio (Arévalo et al.1983). Las condiciones agroclimáticas muestran el agroclima de Ovalle, el que posee aptitudes agrícolas bajo riego para cultivos tradicionales, extensivos e intensivos y bajo invernadero (Novoa y Villaseca 1989). Los asentamientos humanos de este interfluvio se han constituido en función del uso agrícola (Monte Patria 30°41'S-70°57'O), ganadero.

A continuación se tienen unos mapas descriptivos de la región de Coquimbo

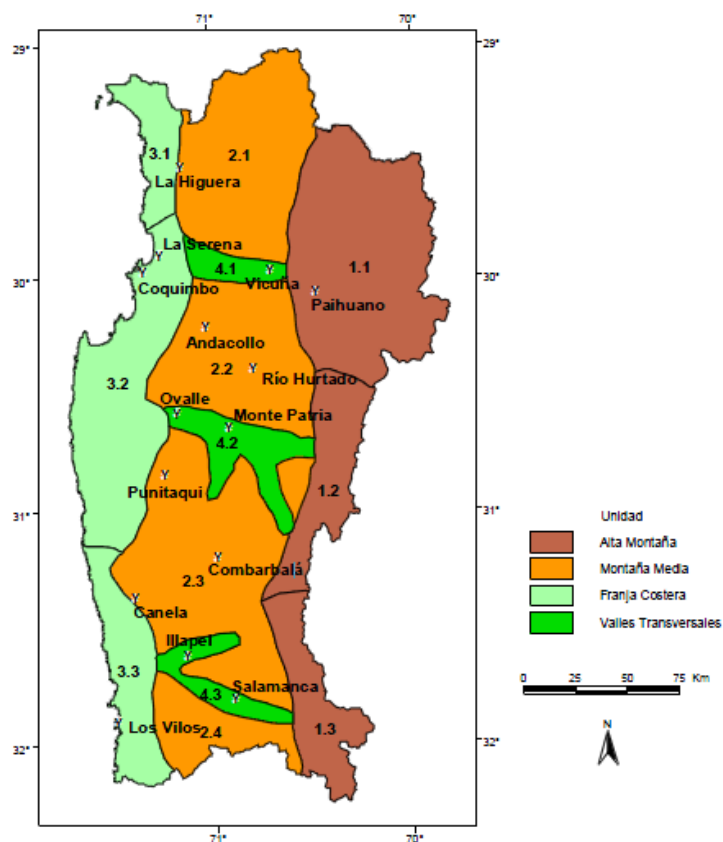


Ilustración 13: Fisiografía Regional (modificado de Romero et al. 1988)

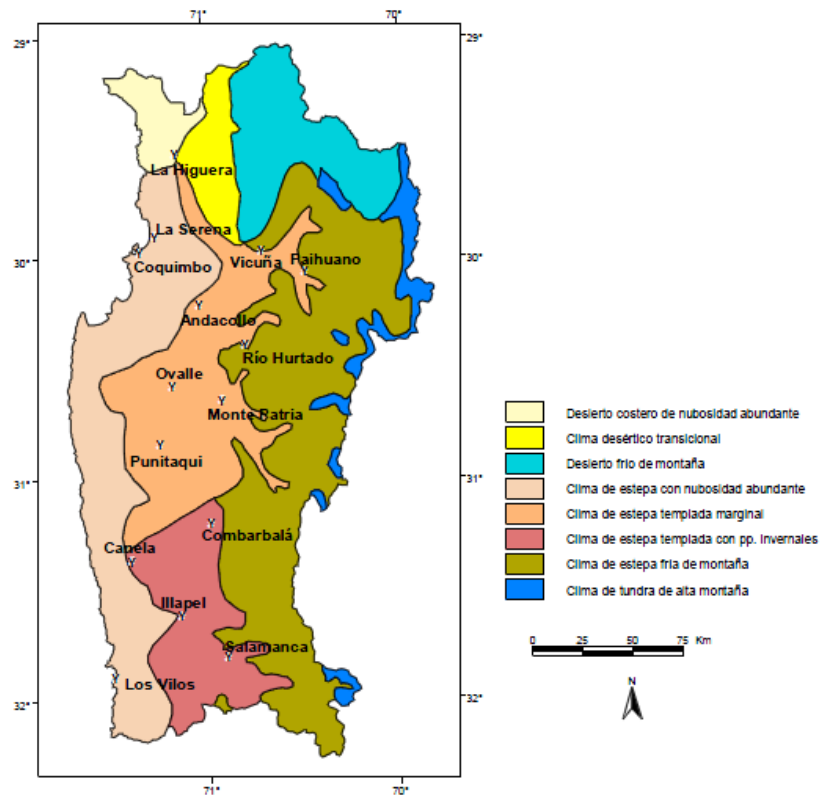


Ilustración 14: Clima Regional (modificado de Romero et al. 1988)

Para Zarate y Ulriksen (1977), una de las características más marcadas a nivel regional es la gran irregularidad de las precipitaciones, escasas en monto promedio, las cuales aumentan de Norte a Sur, y de Mar a Cordillera. A su vez, Ferrando (2002) indica que a nivel regional el nivel de precipitaciones ha ido descendiendo su nivel promedio. Considerando el periodo 1920-1980, estas han descendido entre un 40 y un 50%, como lo muestra la siguiente Tabla.

Tabla 8: Promedio precipitaciones por décadas [mm]

Ciudad	1921-1930	1931-1940	1941-1950	1951-1960	1961-1970	1971-1980	Variación
Vicuña	144,10	133,10	140,80	122,80	97,90	78,90	-0,45
Ovalle	160,50	121,30	134,60	121,40	101,60	102,90	-35,90
Combarbalá	283,60	242,80	276,20	243,90	199,70	202,50	-28,60

Las precipitaciones presentan una marcada estacionalidad, siendo el mes de Junio el más lluvioso, acumulando entre un cuarto y un tercio de la precipitación anual total (Zarate, E; Ulriksen, P; 1977). El mes que le sigue en pluviosidad es Julio, y las precipitaciones se concentran en un 90 % entre Mayo y Septiembre, como se observa en la siguiente Tabla.

Tabla 9: Datos pluviométricos estación meteorológica DGA Punitaqui.

Periodo	A	M	J	J	A	S	O	N	D	E	F	M	Total
2000-2001	0,00	11,00	143,40	17,00	0,00	61,60	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	233,00
2001-2002	0,00	52,50	0,00	164,90	33,60	19,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	270,00
2002-2003	2,00	83,00	96,00	105,50	45,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	332,00
2003-2004	0,00	SD	SD	15,00	1,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	5,00	21,50
2004-2005	31,00	1,50	23,00	72,50	49,5	0,00	0,00	0,00	0,00	SD	0,00	SD	177,50

Según señalan Zarate y Ulriksen (1977), en los meses de invierno los eventos excluyentes de lluvias, tienen una probabilidad de presentarse como máximo 2 cada 10 años, en los cuales a lo menos uno de estos se ha presentado entre los meses de Noviembre a Mayo.

Tabla 10: Precipitaciones máximas absolutas

Estación	Promedio ¹	24 horas	48 horas	72 horas
<i>La Paloma</i>	135,9	97,0	155,4	195,8
<i>Cogoti 18</i>	200,0	238,0	238,0	238,0
<i>Punitaqui</i>	159,4	124,0	181,0	199,0

De acuerdo a lo mencionado por Ferrando (2002), al revisar los datos queda en evidencia la fuerte variación que registran los montos pluviométricos anuales respecto de los valores medios. Relacionando éstos con la distribución de la lluvia en el tiempo, se evidencia la ocurrencia de un alto nivel de concentración e intensidad, pudiendo una sola lluvia exceder el total anual.

Las precipitaciones que se registran a nivel regional, exceptuando los climas de alta montaña, se presentan con poca ocurrencia, concentrándose entre Mayo y Septiembre. A su vez, los promedios de las estaciones consideradas presentan valores altos, lo cual indica que la ocurrencia del fenómeno va acompañado de importantes cantidades de lluvia, registrándose casos en los que un evento supero en agua caída al promedio de la estación en un año.

2.6. Geología de la Zona

2.6.1. Introducción

Regional y distritalmente el área se caracteriza por la presencia de una secuencia de rocas volcánico sedimentarias pertenecientes a la formación Arqueros (lavas y brechas andesíticas, aglomerados, tobas andesíticas – dacíticas, con intercalaciones lenticulares de

areniscas calcáreas, conglomerados y brechas epiclásticas y con intercalaciones de lentes de calizas fosilíferas); de edad Neocomiana (Cretácico inferior a medio) e intruidas por rocas de composición principalmente dioríticas grises de grano medio y por granodioritas, tonalitas y monzodioritas subordinadas de edad asignada Cretácico Superior.

Fallas regionales de orientación NE; NW; WNW y NS afectan tanto a la secuencia volcánico sedimentaria como a las rocas intrusivas y le dan la impronta a la morfología del área constituyendo grandes quebradas rellenas con sedimentos aluviales y coluviales recientes. Ilustración a continuación.

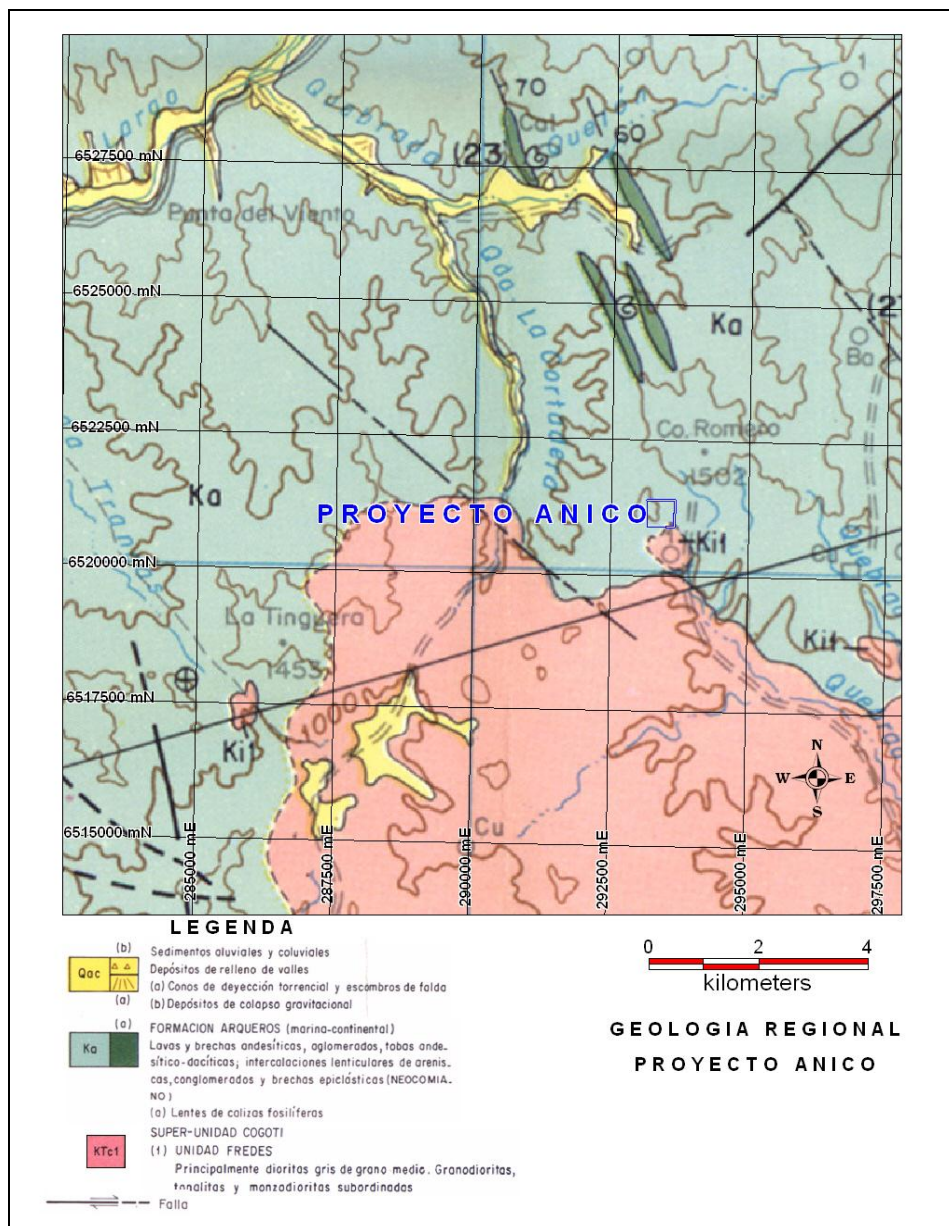


Ilustración 15: Geología regional Proyecto Anico

2.6.2. Geomorfología

Se distinguen 4 zonas geomorfológicas de orientación norte-sur

- Planicies Litorales: Ubicadas geográficamente en la zona oeste, comprenden los primeros 0 a 5 [km] desde la línea de costa y poseen una altura promedio de 50 a 130 m.s.n.m. Se encuentran constituidas por antiguas terrazas de abrasión marinas (Paskoffa, 1970), cubiertas por depósitos costeros y aluviales del Terciario superior hasta el reciente, que recubren terrenos paleozoicos y triásicos. Limita al este con la Cordillera de la Costa. Ver zona roja, siguiente ilustración.
- Cordillera de la Costa: Su ancho comprende entre 14 y 36 [km], mostrando un ensanchamiento progresivo a medida que se avanza hacia el norte. Posee una altura que varía entre los 900 a 1.200 m.s.n.m. en las zonas altas. Conformada por terrenos paleozoicos y mesozoicos y además de un complejo granítico de edad jurásica, Rivano y Sepúlveda, 1991. Limita al este con la mediana montaña. Ver zona amarilla, siguiente ilustración.
- Mediana Montaña: Su ancho va desde los 34 a los 40 [km], corresponden a cordones de cerros con disposición este-oeste que van desde la Cordillera de los Andes hasta la Cordillera de la Costa. Las máximas alturas de estos cordones varían entre 1.200 a 2.200 m.s.n.m. Constituida predominantemente por rocas mesozoicas volcánicas, sedimentarias y plutónicas, Rivano y Sepúlveda, 1991. Ver zona verde, siguiente ilustración.
- Cordillera de los Andes: Posee un ancho promedio de 35 [km] ensanchándose en los extremos norte y sur por la variación limítrofe. Su altura va de 2.200 a 4.500 m.s.n.m. Está constituida, esencialmente, por terrenos mesozoicos y cenozoicos e intrusivos cenozoicos, Rivano y Sepúlveda, 1991. Ver zona azul, siguiente ilustración.

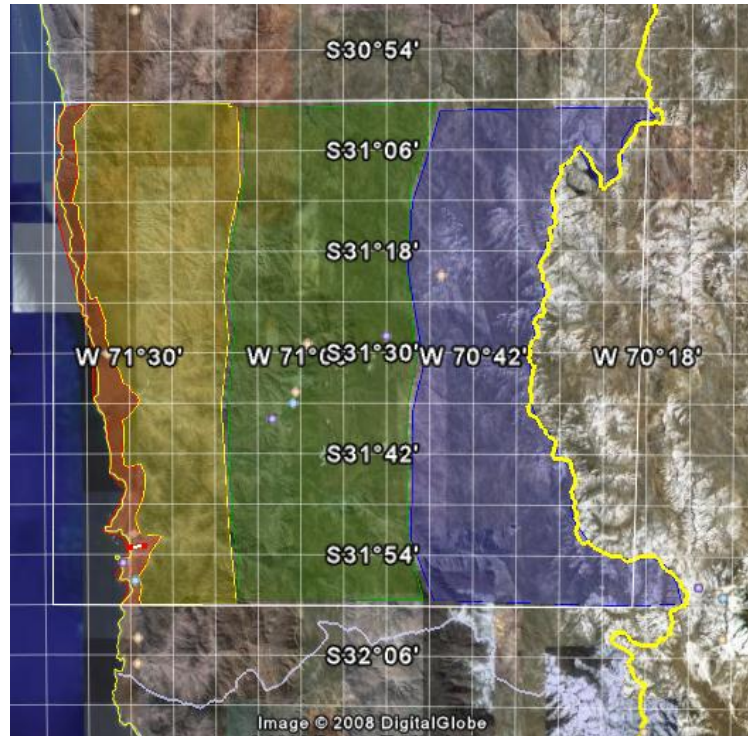


Ilustración 16: Zonas Geomorfológicas IV Región

2.6.3. Estructuras

Se observa que las formaciones presentan una orientación norte-sur. Se reconocen cuatro franjas principales, de edades crecientes de este a oeste y tres dominios estructurales asociados, Rivano y Sepúlveda, 1991. Estos son, de oeste a este:

- Franjas Principales
 - Superunidad Mincha del Jurásico.
 - Superunidad Illapel del Cretácico.
 - Superunidad Cogoti y Unidad San Lorenzo del Cretácico – Paleógeno.
 - Unidad El Maitén – Junquillar, Superunidad Río Grande y Superunidad Río Chicharra, todas del Neógeno.
- Dominios Estructurales
 - Dominio Costero, esencialmente conformado por el basamento, que corresponde a las planicies litorales Cordillera de la Costa, está compuesto por

los terrenos paleozoicos fuertemente deformados e intruidos por los granitoides jurásico de la Superunidad Mincha.

- Dominio Central, corresponde a los terrenos andinos mesocenoicos suavemente deformados y por los granitoides jurásico a cretácico-terciarios. Morfoestructuralmente corresponde a la Mediana Montaña y parte occidental de la Cordillera Principal. Su límite oriental es la megafalla Pocuro y su continuación septentrional, el graben de Estero Cenicero.
- Dominio Cordillerano, se desarrolla al este de la megafalla Pocuro y se extiende más allá de la frontera con Argentina, corresponde a un ambiente tectónico compresivo, caracterizado por el fuerte replegamiento y cabalgamiento de las unidades mesocenoicas hacia el este, lo que ha duplicado a lo menos el espesor del apilamiento sedimentario.

2.6.4. Tectónica

En la Hoja Illapel se observan numerosas fallas normales, subverticales a verticales que muestran sistemas de orientaciones principales bien definidos; estos son:

- NS-NNW, es el sistema de fallas más importante, perteneciendo a él las fallas más destacadas:
 - Falla el Teniente correspondiente al Dominio Costero.
 - Fallas Pupío, Manquegua y Llimpo correspondientes al Dominio Central.
 - Megafalla Pocuro, graben de Estero Cenicero que constituye la prolongación hacia el norte de la megafalla Pocuro, correspondientes al Dominio Cordillerano.
- NNE-NE, éste sistema aparece mejor desarrollado en la parte sur del dominio occidental (Falla Millaje) y en la parte norte del Dominio Central (Falla Tulahuén) en ambas se observa que el bloque colgante es el occidental.
- NNW-NW, éste sistema es observable en la parte norte de los Dominios Costero y Central, siendo gran parte de las fallas normales, subparalelas entre sí y de corto trayecto.

2.6.5. *Resumen*

Recapitulando, las rocas en un contexto regional del área de emplazamiento de las estructuras mineralizadas son, de oeste a este:

- Rocas Cretácicas. (Cretácico Inferior Alto – Cretácico Superior Bajo): Dioritas y monzodioritas de piroxeno y hornblenda, granodioritas, monzogranitos de hornblenda y biotita. Al este del sistema de Fallas de Atacama - El Romeral se encuentran asociadas con mineralización de Fe – Cu – Au y Cu - Au.
- Rocas Cretácico, (Cretácico Inferior – Cretácico Superior): Secuencias sedimentarias y volcánicas continentales, con escasas intercalaciones marinas: brechas sedimentarias y volcánicas, lavas andesíticas, ocoitas, conglomerados, areniscas, limolitas calcáreas lacustres con flora fósil; localmente calizas fosilíferas marinas en la base.
- Rocas Jurásicas - Cretácico. (Jurásico Superior – Cretácico Inferior): Secuencias volcánicas: lavas basálticas a riolíticas, domos, brechas y aglomerados andesíticos a dacíticos con intercalaciones clásticas continentales y marinas.

3. MINA ANICO

3.1. Propiedad Minera

Como se adelantó en el capítulo de antecedentes, de acuerdo a la información proporcionada por la página de SERNAGEOMIN, se puede apreciar que la propiedad minera posee un tamaño de 25 [ha], insertas dentro de un Pedimento Minero de exploración, Ángela 4, constituido en forma posterior, el cual posee un tamaño de 300 [ha].

En la siguiente ilustración se aprecia la ubicación de la propiedad Minera ANICO 1/5.

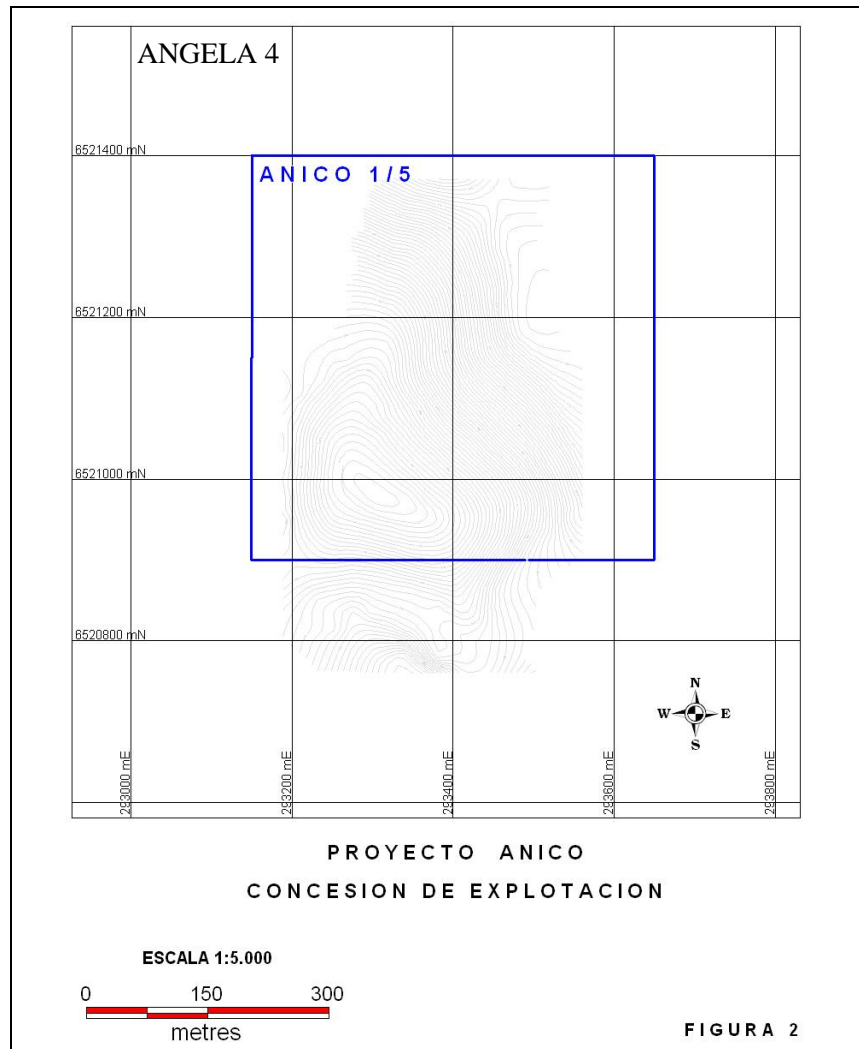


Ilustración 17: Propiedad Minera Anico

La Propiedad Minera Anico 1 al 5, fue manifestada a nombre de S.L.M. Anico Una de Cocou el 12 de Mayo 1997, Fecha de Solicitud de Mensura 12 de Diciembre 1997 y fecha de Mensura 15 de Julio 1998. Rol Minero 04301 – 1098 -5.

Dicha propiedad fue adquirida por la Sociedad Anónima Sulfatos Chile, el 12 de Mayo de 1997.

3.2. Geofísica

Según el estudio geofísico de Polarización Inducida/ Resistividad realizado para el sector de la Mina Anico por MAPING LTDA, se pudieron obtener las siguientes conclusiones:

El estudio de Polarización Inducida (Induced Polarization, IP) ha revelado una zona anómala que se correlaciona con un cuerpo mineralizado expuesto en superficie.

Esta anomalía se ve definida, por lo que representa interés para la exploración ya que se presenta a través de una falla principal, de orientación al Norte, donde también se tienen antiguos trabajos y se pueden observar varias ocurrencias de minerales de óxido de cobre. Esto se manifiesta con una alta IP correlacionada con una resistividad moderada, que también podría reflejar presencia de sulfuros en profundidad.

Por tanto el banqueo y la exploración a través del socavón deberán hacerse a lo largo de la veta, donde aparece la fuente causante de la anomalía IP que alcanza la superficie.

Los datos geofísicos serán interpretados en conjunto con los datos geológicos mas adelante.

Para analizar el estudio geofísico completo, ver Anexo C.

3.3. Análisis Geomecánico

Los ensayos de mecánica de rocas se realizaron en el laboratorio de mecánica de Rocas de SIGA, mediante la toma de muestras de fragmentos irregulares de rocas (colpas) de los cuales se obtuvieron probetas de diamantinas de alrededor de 50 mm de diámetro para los ensayos. A estas muestras se les determinó peso seco, compresión uniaxial simple y tracción indirecta, además del análisis teórico de estabilidad.

En base a estas pruebas se pudieron obtener los siguientes resultados:

Tabla 11: Resultados obtenidos pruebas

Parámetro	Resultado
Peso Unitario	2,76 t/m ³
Compresión Uniaxial Simple (CUS)	75,21 MPa (CUS)
	75,18 MPa (CUS ₅₀)
Tracción Indirecta	72,6 Kg/cm ²
	7,1 MPa

Además de los ensayos, por medio de visitas a terreno y observaciones se llegó a la siguiente clasificación del macizo rocoso.

Tabla 12: Clasificación macizo rocoso

Clasificación	Tipo
Bieniawski	Clase III** (tipo medio de 41 a 60)
Q de Barton	1,12; roca pobre

El informe de mecánica de rocas completo con la clasificación del macizo rocoso, se encuentra en el Anexo D.

3.4. Geología Mina y Campaña de sondajes

El Proyecto Mina Anico se ubica en los faldeos suroccidentales del Cerro Romero, al Noroeste de la ciudad de Illapel, en el cual se observan numerosas estructura vetiformes que conforman cuerpos mineralizados lentiformes con cobre y oro.

En las visitas a la propiedad Minera Anico 1/5, se recorrieron las laderas del cerro (lado noroeste), pudiéndose determinar en dicho sector una secuencia estrato – volcánico con la incorporación de dique(s) de roca diorítica. Ilustración a continuación.

Las zonas mineralizadas se encuentran en aquellos lugares donde las fallas juegan un rol muy importante, siendo estas del tipo falla inversa. Ver siguientes ilustraciones.

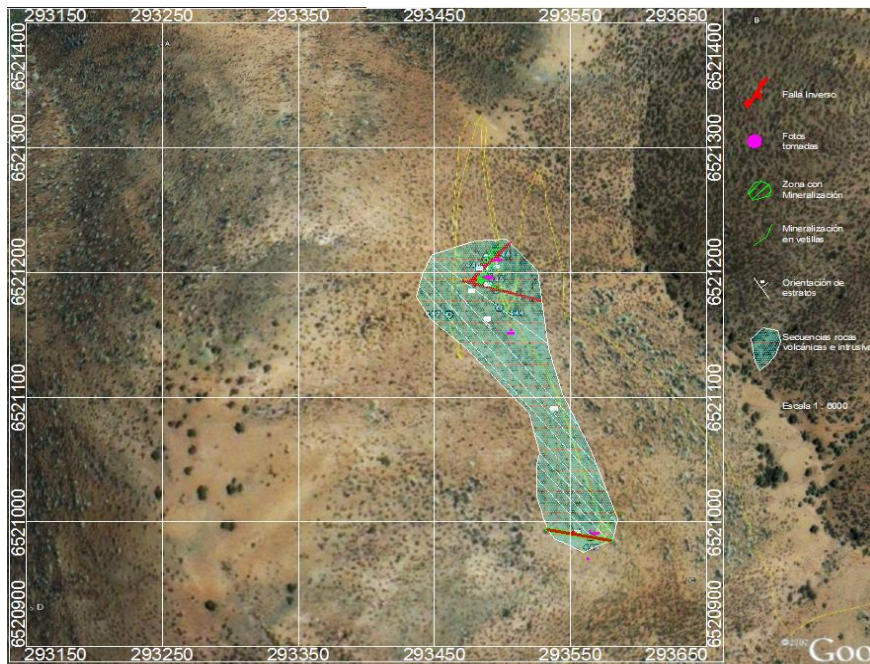


Ilustración 18: Zona Mina, mineralización de Fallas

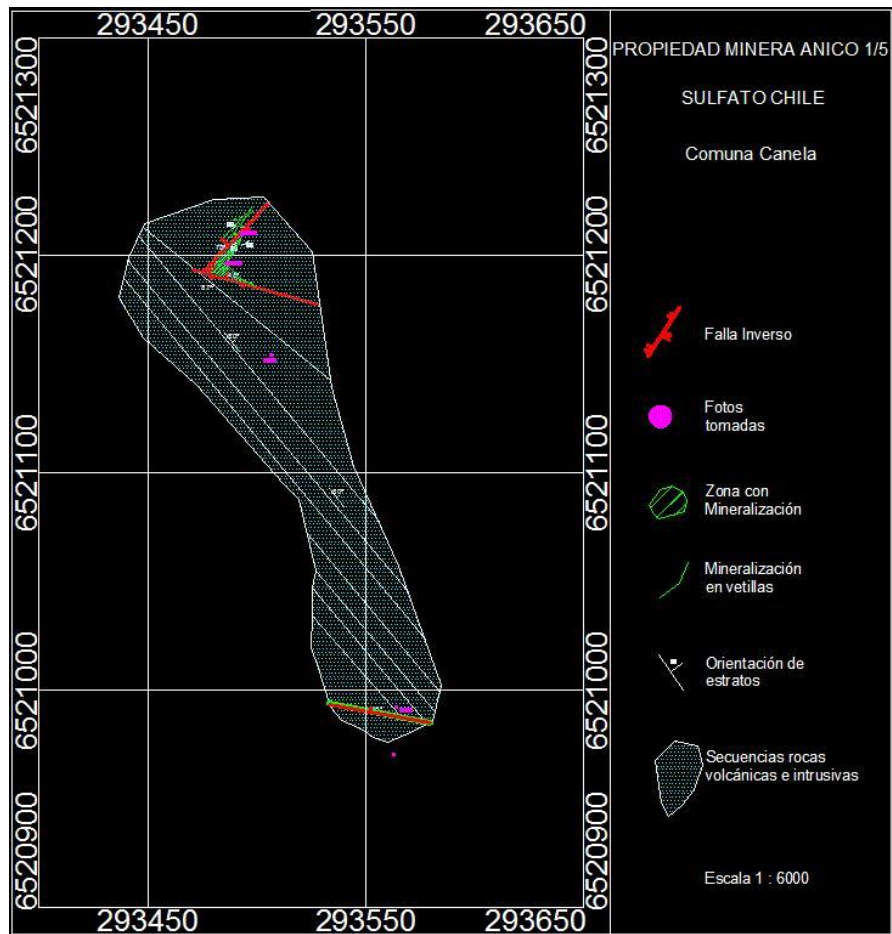


Ilustración 19: Plano Zonas Mineralizadas

A continuación se tienen fotos descriptivas del área

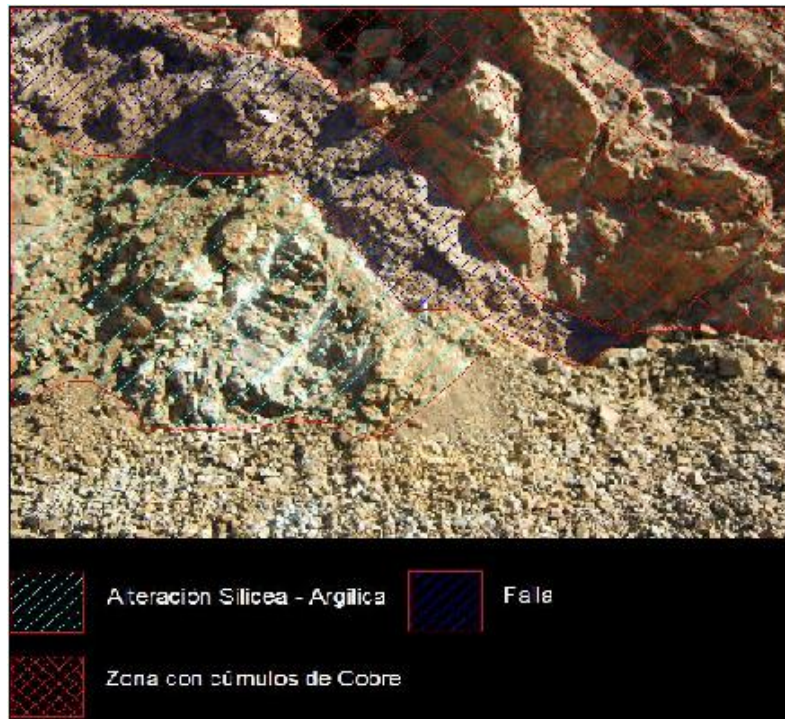


Ilustración 20: Zona Mineralizada 1

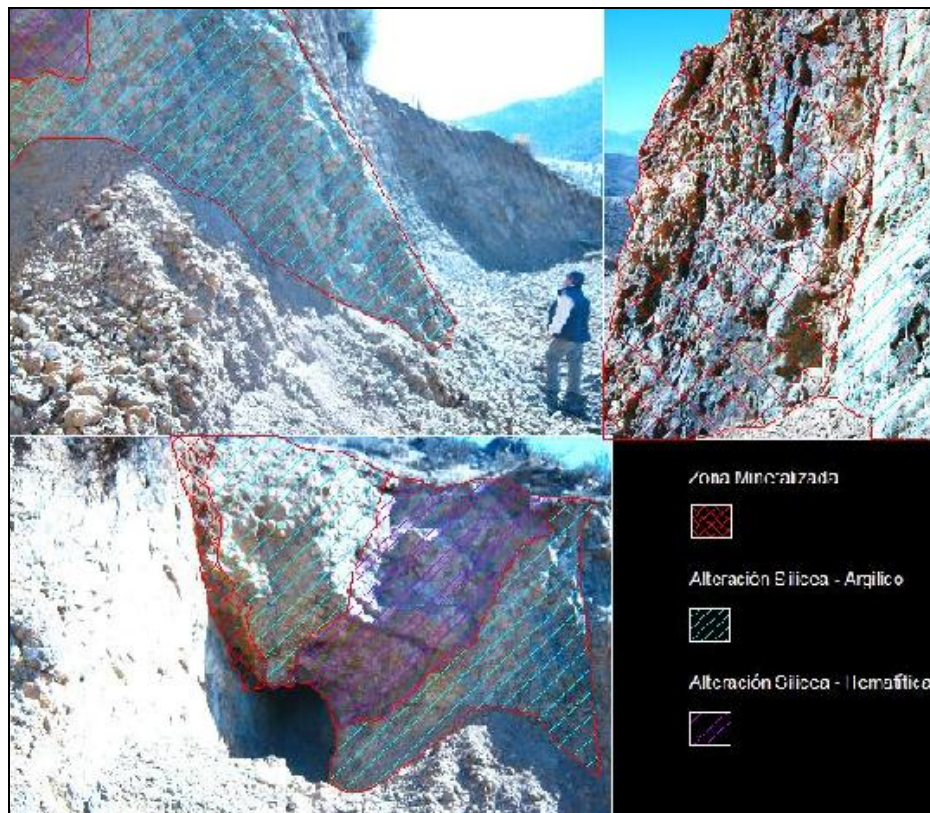


Ilustración 21: Zona mineralización

3.4.1. Rocas

Localmente en el área de la Mina Anico aflora una secuencia de rocas volcánico sedimentaria estratificadas (Formación Arqueros) intruida por diques dioríticos / granodioríticos minoritariamente aplíticos, además, se reconocen varias estructuras las cuales conforman lentes mineralizados en sus corridas (Veta Anico, Vetas Anico Sur y Anico Sur Sur, Veta Anir, Vetas Menores, Veta Norte Central y Veta Norte Oeste). Los mapeos geológicos de los sondajes acusan mineralización de sulfuros en profundidad asociados a estas estructuras. (Ver Ilustración 26)

Rocas Estratificadas

De techo a piso se reconocen las siguientes unidades litológicas:

- Areniscas Finas Calcáreas Silicificadas: esta unidad se encuentra en la parte más alta del Complejo Anico. Está conformada por una secuencia de finos niveles calcáreos con intercalación de niveles de lutitas calcáreas y areniscas calcáreas, moderada a fuertemente silicificados y parcialmente lixiviados que en algunos sectores presentan una débil y esporádica ocurrencia de minerales de cobre oxidados.

Está fuertemente plegada y se encuentra depositada en aparente concordancia con la unidad litológica de Areniscas Calcáreas que la infrayace; además presenta un manteo general de 10 a 15° al Norte.

- Areniscas Calcáreas: se encuentran infrayaciendo a la unidad anterior y presentan intercalaciones con las unidades que las infrayacen en aparente concordancia. Presentan un débil plegamiento.
- Andesitas Porfíricas: con intercalaciones lenticulares de Areniscas Finas, generalmente se presentan infrayaciendo a la unidad anterior, y se interdigitan con la unidad de Areniscas Finas con intercalaciones de lentes de Andesitas Porfíricas; presentan un suave plegamiento.
- Andesitas Porfíricas: de colores grises a verdosas, infrayacen a todas las demás unidades en aparente concordancia y están suavemente plegadas.

Rocas Intrusivas

Se presentan como delgados diques de dioritas/granodioritas intruyendo todas las unidades descritas anteriormente, de textura fanerítica equigranular, además en la parte alta del cerro conforman un pequeño apófisis o stock; generalmente de color gris verdoso, a veces débilmente silicificados y moderadamente cloritizados.

3.4.2. Campaña de sondajes

En el área del proyecto, se realizó un mapeo geológico escala 1:1000 de las principales estructuras mineralizadas con óxidos de cobre, además de 16 sondajes de Aire Reverso (RC) con un total de 1.552 [m] perforados, los cuales alcanzaron profundidades de 6 hasta 150 [m]. La tabla adjunta resume cada sondaje perforado, su ubicación, azimut, inclinación y profundidad alcanzada.

Tabla 13: Descripción Sondajes

Sondaje N°	Coordenadas UTM		Azimut [°]	Inclinación	Profundidad [m]
	Este	Norte			
ANIR - 01	293467,05	6521235,71	206	-60	110
ANIR - 02	293554,36	6521010,97	205	-60	100
ANIR - 03	293513,14	6521118,85	205	-60	100
ANIR - 04	293445,06	6521140,57	300	-60	100
ANIR - 05	293513,09	6521025,74	180	-60	150
ANIR - 06	293522,83	6520956,47	25	-60	6
ANIR - 07	293315,94	6521037,49	170	-60	100
ANIR - 08	293296,77	6521130,59	245	-60	100
ANIR - 09	293385,32	6520927,91	25	-60	100
ANIR - 10	293157,66	6521438,74	130	-60	92
ANIR - 11	293160,86	6521511,93	255	-60	100
ANIR - 12	293413,00	6521337,00	240	-60	100
ANIR - 13	293524,78	6521209,11	290	-60	126
ANIR - 14			120	-60	150
ANIR - 15			70	-60	100
ANIR - 16	293464,00	6521215,00	0	-90	18
Total					1.552

Una vez hechos todos los sondajes, se efectuó el control de la muestra recuperada, se pesó, se rolo, se cuarteó de la muestra y se etiquetó para su posterior despacho al Laboratorio Mina Lo Aguirre. Las muestras se tomaron a intervalos de 2 [m], además de muestras duplicadas cada 20 muestras.

Se enviaron un total de 896 muestras, de las cuales 806 corresponden a muestras de sondajes y 90 a muestras de superficie. Las muestras tomadas en superficie se detallan en la tabla a continuación:

Tabla 14: Muestras de Superficie

Muestra	Características
Sector Sondaje ANIR - 01 y ANIR - 02	56 muestras desde número correlativo 254183 hasta 254200 y desde 200701 hasta 200738
Sector Sondajes ANIR - 04 y ANIR - 05 y 06	34 muestras desde número correlativo 200734 hasta 200750 y desde 257951 hasta 257957

Las muestras tomadas de sondajes se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 15: Muestras por Sondajes

ID. Sondaje	N° Muestra		Total Muestras por Sondaje
	Desde	Hasta	
ANIR – 01	256951	257007	57
ANIR – 02	257060	257111	52
ANIR – 03	257008	257059	52
ANIR – 04	257112	257163	52
ANIR – 05	257164	257241	78
ANIR – 06	257242	257244	3
ANIR – 07	257297	257348	52
ANIR – 08	257245	257296	52
ANIR – 09	257349	257400	52
ANIR – 10	257453	257500	48
ANIR – 11	257401	257452	52
ANIR – 12	257501	257552	52
ANIR – 13	257553	257618	66
ANIR – 14	257619	257696	78
ANIR – 15	257697	257748	52
ANIR – 16	257749	257756	8
Total			806

La ubicación de cada sondaje se muestra en la siguiente ilustración.

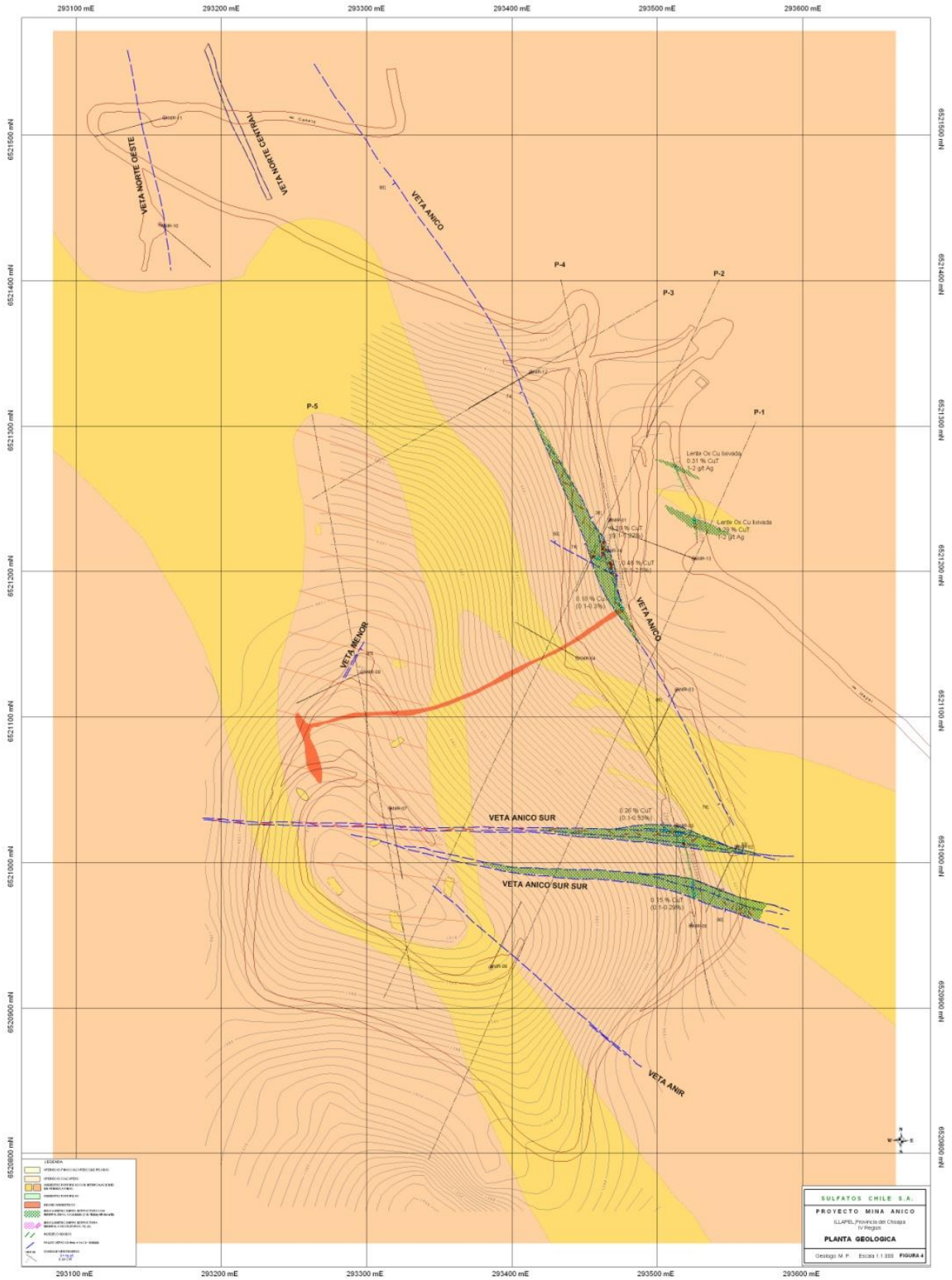


Ilustración 22: Descripción Mina Anico, Vetas y sondajes

En la tabla a continuación se presenta un resumen con el tipo de mineral que se encontró en cada uno de los 16 sondajes y su número de ocurrencias.

Tabla 16: Ocurrencias de Mx por Sondaje

Sondaje N°	Número de ocurrencias del mineral															
	Crisoc	Cpy	Cc	Malaq	OxNe	Hem	Espec	Bl	Jaros	Py	Bo	otro	Mart	Cv	Magn	En
ANIR-01						22				22						29
ANIR-02	1					20										30
ANIR-03						20				3						46
ANIR-04		1				17				1						38
ANIR-05						7				6						75
ANIR-06						3										3
ANIR-07						6				11						17
ANIR-08	1					3				37						5
ANIR-09						3				50						
ANIR-10										2						46
ANIR-11					4	5				14						36
ANIR-12						5				15						4
ANIR-13	1	1				1				4						62
ANIR-14						6				22						73
ANIR-15						4				2		5				50
ANIR-16						2	4									
Total general	3	2			6	126				189		5				514

Siguiendo el mismo análisis anterior, se confeccionó una tabla con el tipo de alteración que se encontró en cada sondaje, así como la ocurrencia de la misma. El detalle se muestra a continuación.

Tabla 17: Ocurrencia y tipo de Alteración por Sondaje

Sondaje N°	Tipo de Alteración									
	Sil	Ep	Cl	Arg	Kfeld	Ser	Fil	Prop	Tur	Lix
ANIR-01	54	36	9	2						
ANIR-02	50	48								
ANIR-03	50	50	8	1					1	
ANIR-04	50	37	5							
ANIR-05	75	71	39							
ANIR-06	3	3								
ANIR-07	50	23								
ANIR-08	50	27								
ANIR-09	50	17								
ANIR-10	46	46	22							
ANIR-11	50	25	16							
ANIR-12	50	9	34							
ANIR-13	62	15								
ANIR-14	75	50	2							
ANIR-15	50	1								
ANIR-16	9									
Total general	774	458	135	3					1	

3.4.3. Interpretación

En el área de interés se reconocen varias estructuras mineralizadas las cuales describiremos en orden de importancia:

- Veta Anico: es una estructura vetiforme de rumbo N30° W/ 70 a 88° SW, que se reconoce principalmente en superficie ya que presenta un lente mineralizado que ha sido parcialmente explotado (rajo principal) por minerales oxidados de cobre (crisocolas; melaconitas tenoritas) parcialmente lixiviados, con potencias que alcanzan hasta 15 [m]. Tiene una corrida observada del orden de 800 [m], y su lente mineralizado principal del orden de 150 [m]. Hacia el sur del perfil 2 (P2) se acuña y solo se transforma en una falla, en la cual en superficie no se observa mineralización de oxidados y sulfuros.

La veta ha sido reconocida por los sondajes ANIR-01, ANIR -16, ANIR- 12 y ANIR – 14 y por el muestreo del rajo de explotación artesanal.

Se observa la presencia de una débil zona de lixiviación con moderada presencia de óxidos de cobre (zona de óxidos de cobre lixiviada), los cuales no profundizan mucho (150 x 50 x 10 [m]). En esta zona cabe esperar un recurso de minerales oxidados del orden de unas 200.000 [t] de mineral con leyes que fluctúan entre 0,1 y 2.5 % de CuT (de acuerdo a los resultados de los análisis químicos). En profundidad se observa una moderada a fuerte mineralización de pirita y escasa calcopirita y magnetita subordinadas, asociada a una silicificación moderada, con débil presencia de clorita y epidota (Ilustraciones 28, 29, 30 y 31).

El potencial de recursos geológicos de minerales oxidados de cobre está dado por los desmontes del rajo principal de explotación con alrededor de un 10.000 [t] con leyes que oscilaran entre 0,2 y 1,0 % CuT, 200.000 [t] de la zona de óxidos de cobre del lente mineralizado principal y más un recurso potencial del orden de unas 100.000 [t] de minerales oxidados de cobre que pudiese contener la corrida norte de Veta Anico entre el sondaje ANIR - 12 y ANIR – 14, con las mismas características de mineralización y leyes.

Además debe sumársele el potencial de sulfuros en profundidad, el cual puede variar entre 50.000 y 100.000 [t], donde la ley de cobre es del orden de 0,4% CuT y no superior ya que se trata de una mineralización primaria (hipógena).



Ilustración 23: Zona del rajo y desmontes de la Veta Anico, la Maquina de sondajes está en la posición de sondaje ANIR - 01

- Veta Anico Sur – Anico Sur Sur y Veta Anir: estas estructuras vetiformes son paralelas a subparalelas; Anir tienen una orientación N40°W/ 85 a 90° N, Anico Sur tiene una orientación EW/ 70 a 80° S y Anico Sur Sur tiene una orientación N 70 a 80° W/ 88 a 90°S, con corridas observadas del orden de 200 a 350 [m] y potencias variables de 1 a 6 [m]. (Ilustraciones 27, 28, 29, 30 y 31)

Los sondajes ANIR – 05 y ANIR – 02; interceptan la Veta Anico Sur y la Veta Anico Sur Sur, pero la mineralización de sulfuros en profundidad es escasa, ya que ambas estructuras se brocean hacia el oeste (son estériles), tal como se ve en la Ilustración 31.

El Sondaje ANIR – 09, intercepta desde el primer metro hasta el fondo de pozo, mineralización diseminada y en vetillas de abundante pirita y escasa calcopirita subordinada, acompañada de una silicificación de la roca caja desde débil a moderadamente fuerte; en los primeros tramos se observan trazas de minerales oxidados de cobre (crisocola principalmente). Algunos intervalos del sondaje (10 a 34 [m] y 40 a 58 [m]) muestran abundancia de pirita diseminada y en vetillas, al igual que el intervalo de 66 a 70 [m]. Esto hace suponer que el último intervalo es coincidente con la traza de la Veta Anir, y que los intervalos anteriores están desarrollando una mineralización del tipo mantiforme del tipo “Estrato Ligado”, por lo que conformarían junto con las vetas Anico Sur y Sur Sur, un probable cuerpo mineralizado de 200 [m] de largo por 60 [m] de espesor. Si le asignamos a

la sección una influencia de 50 [m], y consideramos una densidad de 2,5 [t/m³] se tendría un potencial geológico de recursos de sulfuros (mineralización primaria) del orden de 1,5 Millones de [t], en los cuales la ley de Au será gravitante ya que la esperanza de ley en cuanto a CuT debiera ser del orden de 0,4% CuT (Ilustración 28).

De igual modo, al analizar los sondajes ANIR – 07 y ANIR – 08, se ve que ambos interceptan tramos con mineralización de pirita (zona de sulfuros). El sondaje ANIR – 08 presenta los primeros metros algo oxidados (presencia de crisocola y oxidados de cobre negro), con leyes de CuT que varían entre 0.1 y 1.08 %. Igual que en caso de la Veta Anico, es posible que se tenga un recurso geológico de minerales oxidados y mixtos de cobre, hasta una profundidad de 10 [m], afectando también la estructura manto veta que en esos sectores se reconoce casi aflorante, y, si se observan los perfiles P1, P2 P4 y P5, se tendría una zona de oxidados de cobre parcialmente lixiviada. En esta, se estima un potencial de oxidados de cobre parcialmente lixiviados del orden de unas 250.000 [t] de mineral con leyes que fluctúan entre 0,1 a 1,08 % de CuT (con una estimación de ley promedio de 0,8 % CuT). El sondaje ANIR – 08 presenta ocurrencias de pirita diseminada con escasas venillas en presencia de magnetita finamente diseminada hasta una profundidad de 80 [m], por otro lado el sondaje ANIR – 07 desde los 60 [m] hasta los 98 [m] presenta una moderada a fuerte mineralización de pirita diseminada y en venillas con débil calcopirita subordinada en presencia de magnetita diseminada escasa. En ambos sondajes se aprecia que la mineralización de sulfuros está asociada a una moderada silicificación de la roca de caja.

Lo anteriormente descrito permite interpretar que en esta zona se mantiene el estilo de mineralización del tipo “Estrato Ligado”, igual que en el caso de la sección de la Ilustración 28. Conformaría junto con las vetas Anico Sur y Sur Sur, un probable cuerpo mineralizado de 100 [m] de largo por 30 [m] de espesor; asignando una sección una influencia de 50 [m] y considerando una densidad de 2,5 [t/m³], se tendría un potencial geológico de recursos de sulfuros del orden de 375.000 [t] con las mismas características del caso anterior, en donde el contenido de Au será gravitante ya que la esperanza de ley de cobre será del orden de 0,4 % de CuT (Ilustraciones 29 y 32).

- Veta Norte Central: es una estructura vetiforme, que aflora en superficie, silicificada y en presencia de escasos oxidados de cobre verdes (crisocola – malaquita) y negros (melaconitas – tenoritas). Posee una corrida observada del orden de 100 [m] y potencias de 6 [m].

- Veta Norte Oeste:** es una estructura de rumbo aproximado NS/ subvertical, con una corrida reconocida del orden de 100 [m]; se desconoce su potencia real. Es interceptada por el sondaje ANIR – 11, entre los metros 10 a 58, donde se ve presencia de óxidos de cobre negro y pirita escasa diseminada. En profundidad los sulfuros se encuentran asociados a magnetita, en presencia de una moderada a fuerte silicificación, con una débil ocurrencia de clorita y epidota. El Sondaje ANIR – 10, ubicado unos 75 [m] al sur del anterior, intercepta una esporádica y débil mineralización de sulfuros entre los metros 26 y 40. Por otra parte, el sondaje ANIR – 15, ubicado aproximadamente a unos 100 [m] al norte de ANIR – 11, también intercepta entre los 38 [m] y los 84 [m], una esporádica y errática mineralización de sulfuros diseminados (pirita principalmente) con ocurrencia de cuprita entre los 64 y los 84 [m].

En las ilustraciones siguientes se muestran los perfiles que describen la mina Anico, para ver su ubicación en plano revisar Ilustración 22.

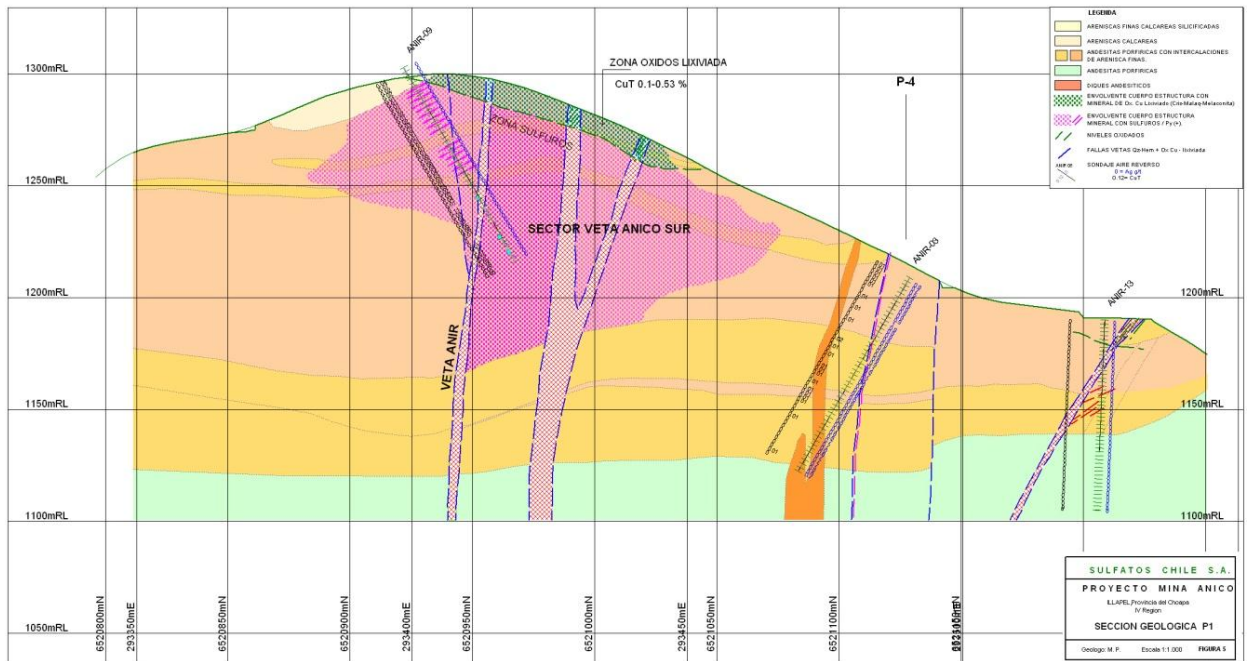


Ilustración 24: Sección P1 Vetas Mina Anico

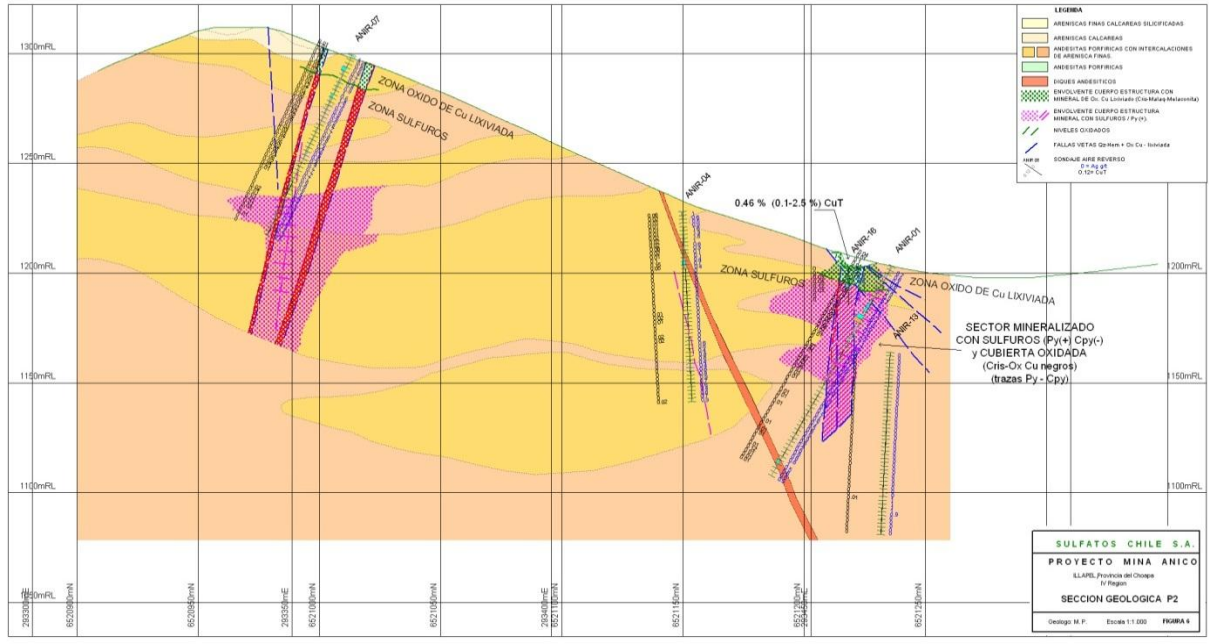


Ilustración 25: Sección P2 Vetas Mina Anico

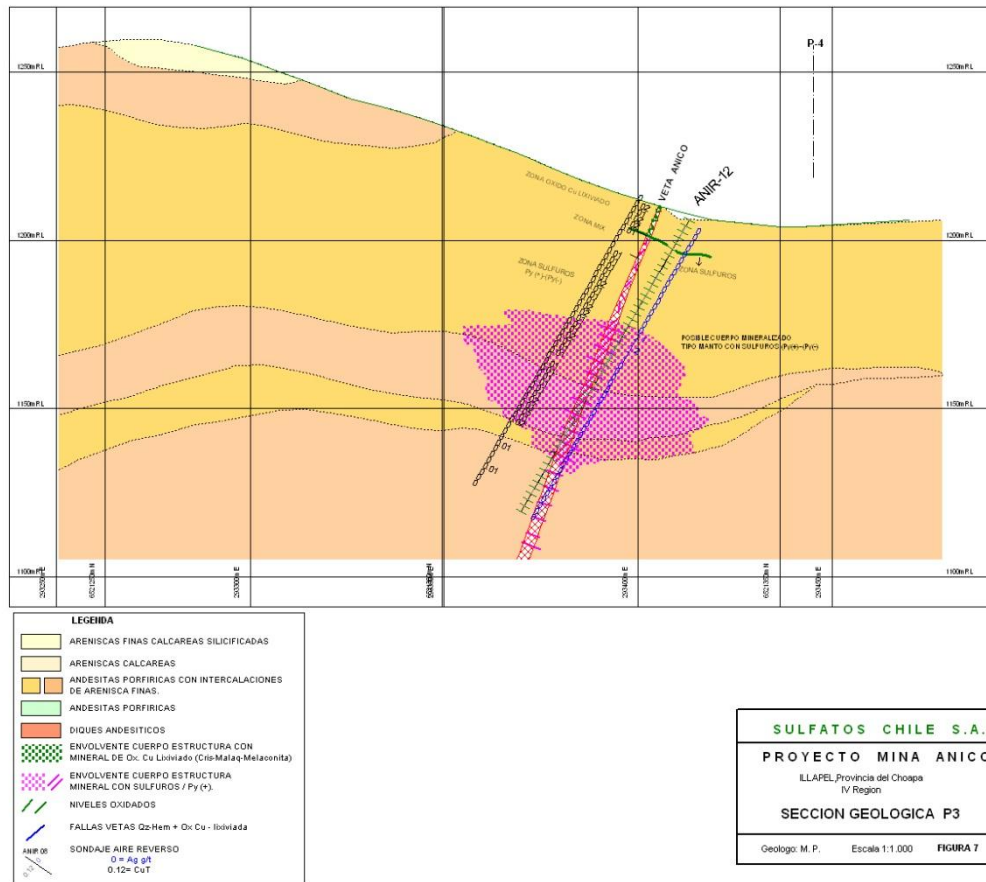


Ilustración 26: Sección P3 Vetas Mina Anico

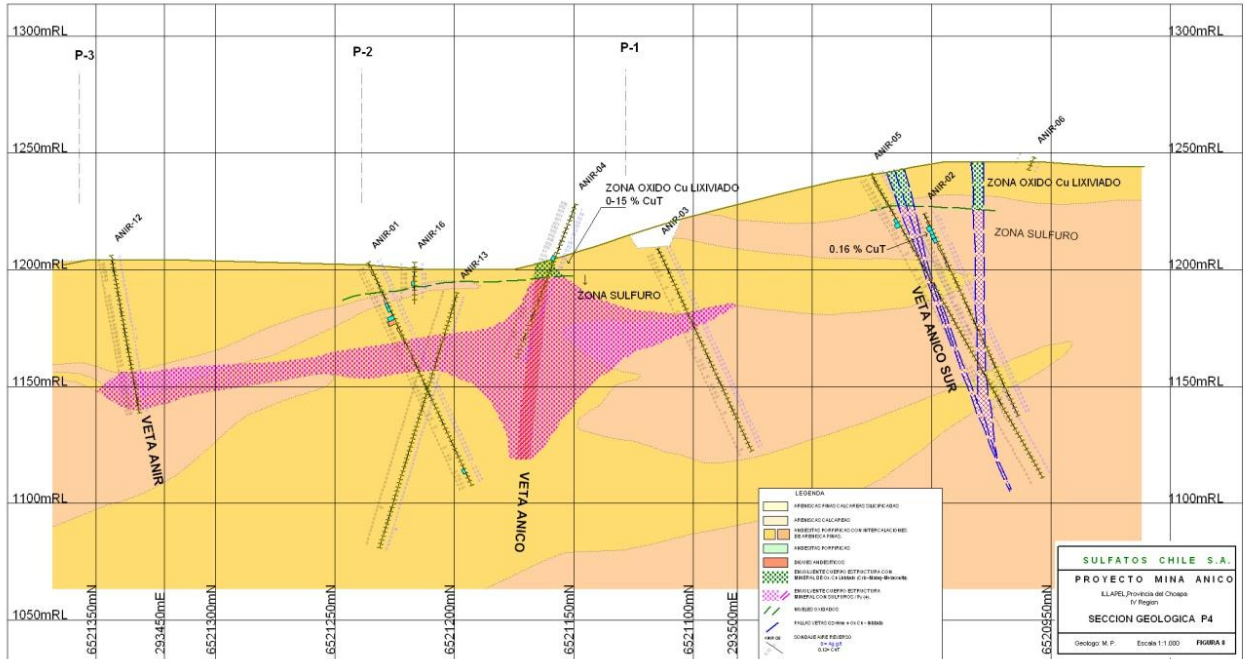


Ilustración 27: Sección P4 Vetas Mina Anico

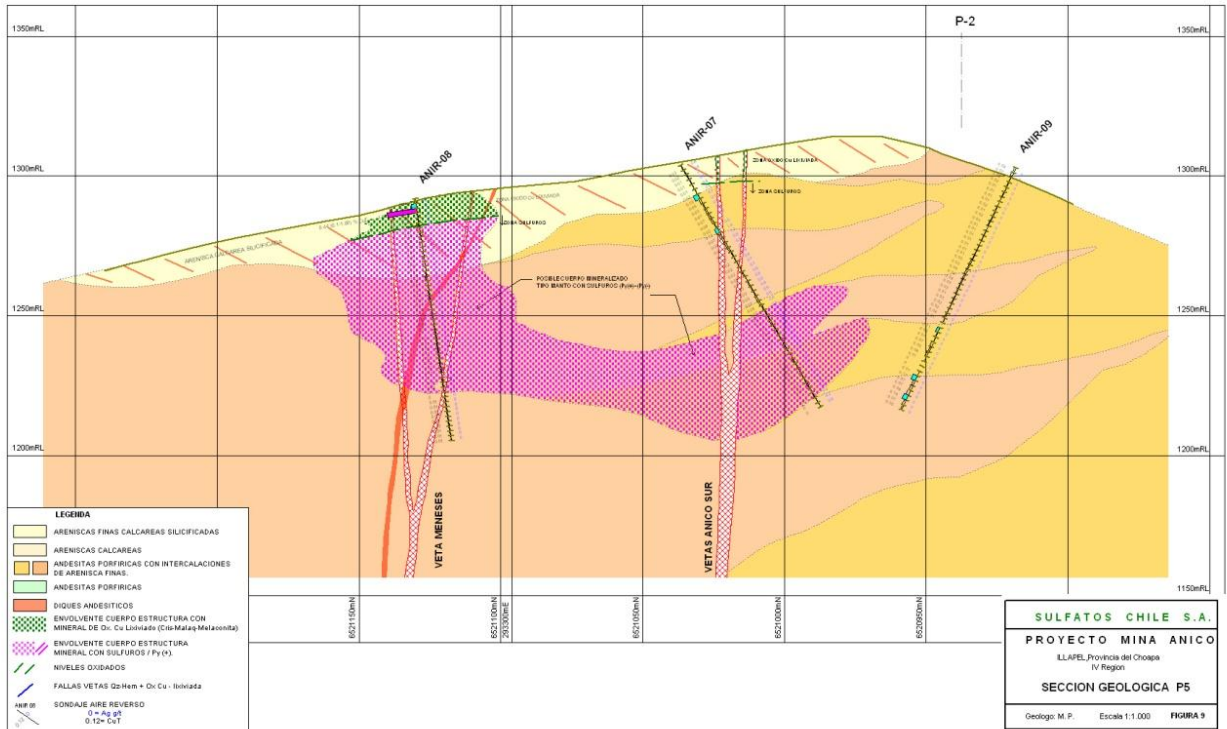


Ilustración 28: Sección P5 Vetas Mina Anico

Se debe hacer notar que a pesar de los resultados de los sondajes, la Mina Anico ha entregado mineral y se encuentra en funcionamiento hoy en día, por lo que puede desprenderse que la campaña de sondajes no fue del todo eficiente, y la orientación de los mismos jugó un rol importante a la hora de describir la mina.

Para ver el resultado de las leyes por sondajes ver Anexo E.

3.4.4. Recursos Geológicos Mina Anico

De acuerdo con lo expuesto anteriormente y vistos y analizados los resultados de laboratorio con los resultados de los sondajes de aire reverso, de los mapeos y zonas de muestreo de superficie, se pueden definir recursos de minerales oxidados de cobre del orden de 550.000 [t], entre los recursos de la zona mineralizada de las Vetas Anico, Anico Sur; Sur Sur, Anir y Vetas Menores (definido entre los perfiles P1; P2; P4 y P5, ver Ilustraciones 24, 25, 27 y 28, sumando los desmontes mineralizados) con leyes que varían entre 0,1 y 2.5% de CuT y una ley promedio de un 1, 0%. Esto debido principalmente a están parcialmente lixiviados y a que la mena primaria de los cuerpos mineralizados corresponde principalmente a piritita diseminada y en vetillas asociadas a una alteración del tipo silíceo con escasa presencia de magnetita, y escasa presencia de calcopirita (sulfuros de cobre y hierro) contenidos en la mena, esto hace que el recurso cuprífero no sea abundante en el sistema y por ello los niveles de oxidados de cobre sean débiles y no profundicen, generando una baja concentración de cobre oxidado en los cuerpos mineralizados, y de preferencia en la parte alta de ellos.

Eventualmente se podrían sumar otras 100.000 [t] de minerales oxidados de cobre si se agregan los recursos geológicos que podrían aportar la Veta ANICO en su corrida norte (fuera del área de estudio) y las Vetas Norte (Central y Oeste), también en el límite noroccidental del área de estudio.

Por otra parte, vistos los resultados de los sondajes ANICO – 01, 12 y 14 y 16 del cuerpo mineralizado de Veta Anico, así como la zona mineralizada evidenciada por los sondajes ANIR-07, 08 y 09 (mineralización del tipo estrato ligado), la geología en superficie dada por presencia de moderada a abundante piritita con escasa ocurrencia de calcopirita, además de las interpretaciones de las secciones (perfiles P1 a P5); Ilustraciones 24, 25, 26, 27 y 28; permiten definir recursos geológicos que ascienden a unos 2.0 millones de [t] de sulfuros (sin utilidad para este proyecto), los cuales podrían verse incrementados por los lentes mineralizados que estarían aportando las Vetas Norte (central y oeste) y la corrida norte de la veta Anico, las cuales están fuera del área de estudio. La esperanza de ley en cuanto al cobre de los minerales sulfurados es del orden de 0,4%, ya que se trata de una mena hipógena (mineralización primaria).

A continuación se tiene un cuadro resumen con los datos obtenidos.

Tabla 18: Resumen Recursos

Tipo mineral	Origen	[t]	Ley %
Óxidos	Desmontes Rajo Principal	10.000	0,2 - 1,08
	Veta Anico Lente Principal	200.000	0,1 - 2,5
	Potencial zona norte	100.000	
	Vetas Anico Sur, Anico Sur-Sur y Anir	250.000	0,2 - 1,08
	Vetas Norte Central y Oeste	90.000	
	Total [t]		650.000
Sulfuros	Veta Anico Profundos	100.000	$\leq 0,4$
	Veta Anico Estratoligado	1.500.000	$\leq 0,4$
	Vetas Anico Sur, Anico Sur-Sur y Anir	375.000	
	Total [t]		1.975.000

3.5. Construcción Rajo

De acuerdo con los levantamientos geofísicos y análisis geológicos, se tomó la decisión de crear un rajo en el lugar más favorable, es decir, en la Veta Anico (ver Ilustración 22), para abastecer de mineral a la planta y dejar al descubierto las estructuras geológicas mineralizadas y, por lo tanto, donde se pueda apreciar, rumbo y manteo de las estructuras, para posteriormente definir en el lugar de más proyecciones un socavón de reconocimiento.

3.5.1. Diseño y Construcción

El desarrollo de la cantera comenzó en la cota 1.200 m.s.n.m. Los bancos son de 2,5 [m] de altura, llegando a una altura final de 10 [m]. Cada 5 [m], se unirán dos bancos consecutivos. En la siguiente ilustración se pueden apreciar estos parámetros de diseño.

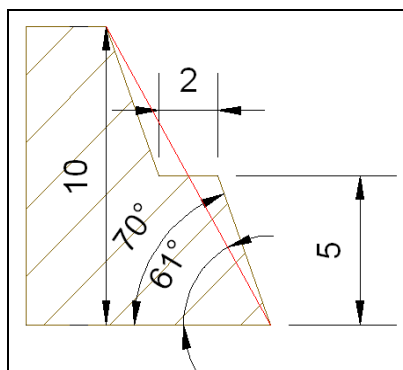


Ilustración 29: Parámetros de diseño Rajo

A continuación se muestra el layout general de la mina Anico, junto a los perfiles de la mina y caminos.

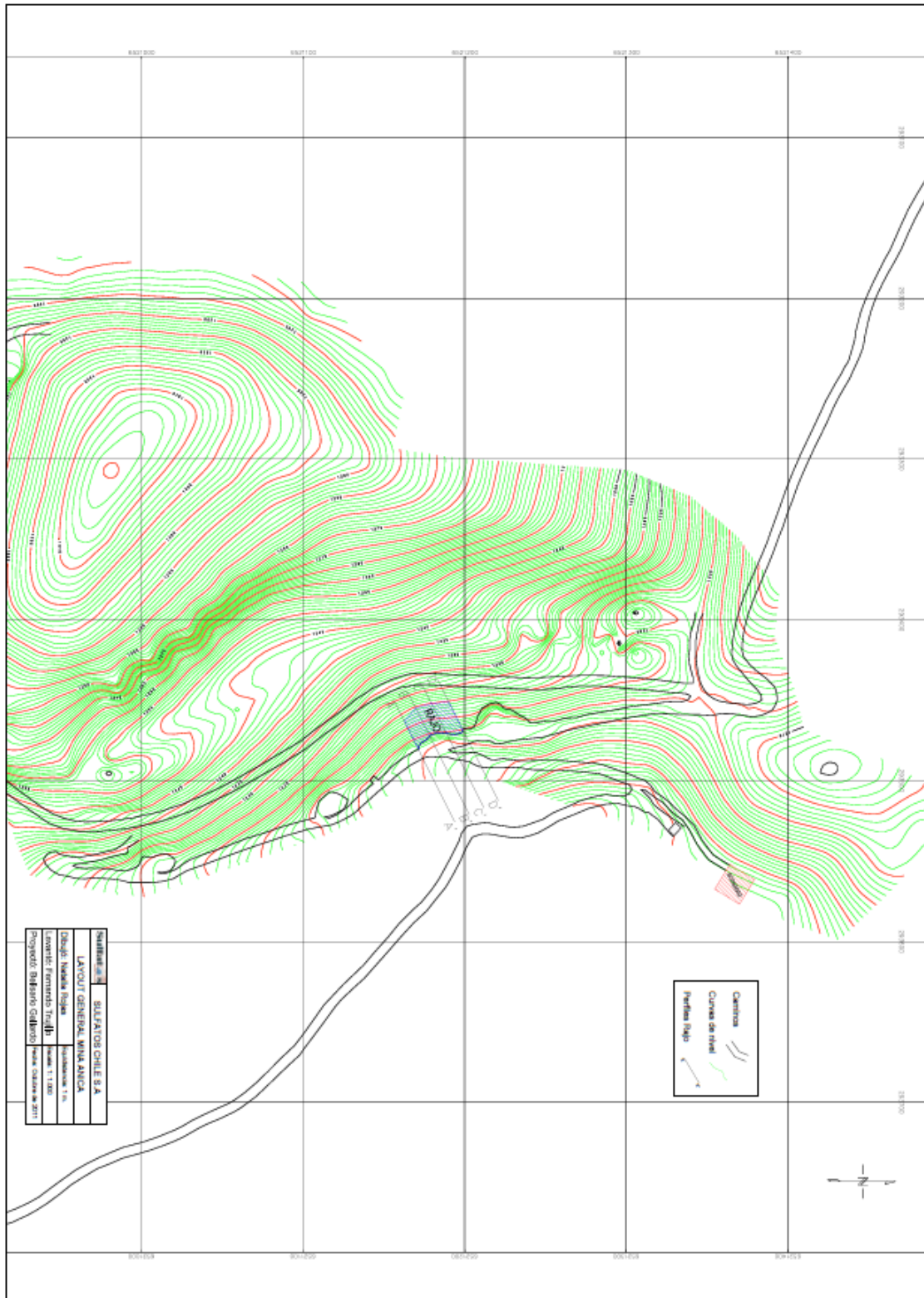


Ilustración 30: Layout General Mina Anico

3.5.2. Operaciones Unitarias Básicas

- Perforación

La perforación se realizará con un equipo liviano, perforadora manual china Yt 27, por medio de tiros subverticales para lograr los 70° de la frente, con un diámetro de perforación de 40 [mm] y largos de tiros de 3,0 [m]. La pasadura será de 0,5 [m]. La malla de perforación que se contempla es de 1,2 X 1,2 [m], la cual será optimizada conforme avance la operación.

La malla de perforación contemplada es de 1,2 x 1,2 [m], con una longitud total de 3 [m], incluida la pasadura. El taco será de 0,9 [m].

En la siguiente tabla e ilustración se pueden apreciar los índices de diseño utilizados para la tronadura.

Tabla 19: Parámetros Tronadura

Parámetro	Valor
Burden	1,2 [m]
Espaciamiento	1,2 [m]
Taco	0,9 [m]
Pasadura	0,5 [m]
Altura de Banco	2,5 [m]
Factor de Carga	550-580 [g/m ³]

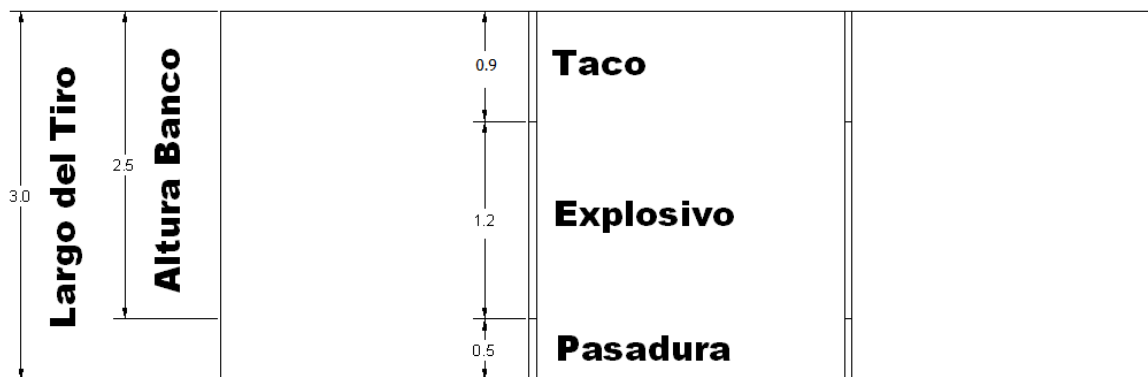


Ilustración 31: Diagrama de Tronadura

- Sustancias Explosivas a Emplear

- Explosivo iniciador
Cebo: Cartucho de TRONEX PLUS (7/8"x 8")

- Explosivo Básico: ANFO
- Cordón Detonante de 5 [gr/m]

Una vez cargados todos los pozos, se procederá al amarre de cada uno de éstos a un cordón detonante, para luego unirlo a un detonador N° 8, siendo éste iniciado por una guía a fuego (mecha lenta).

La concentración de carga lineal esperada es de 980 [gr] de Anfo por metro lineal de perforación, lo que se traduce en 1.8 [kg/tiro] aproximadamente.

La solicitud para la instalación de un polvorín, fue presentada en la Tenencia de Carabineros de Illapel y ya se encuentra aprobada.

- Carguío y Transporte Material

La operación de carguío y transporte del material producto de la tronadura se realizará en forma mecanizada, empleando una excavadora (descrita posteriormente). El material tronado será sometido a un proceso de selección manual para separarlo del material de baja ley. El mineral será acumulado en una cancha de acopio para posterior traslado hacia el lugar destinado para stock pile en la Planta de Puerto Oscuro, distante a 42 [km]; el material estéril de baja ley se llevará a un botadero ubicado a unos 250 [m] en dirección NE del Rajo, utilizando un camino ya habilitado. Este botadero tendrá una capacidad de alrededor de 2.550 [m³] y se proyecta con una altura de 8 [m] en una base de 18 x 18 [m].

3.6. Construcción Socavón de Reconocimiento

Como se aprecia en el Plano Layout General (ver página 52), del levantamiento topográfico del área, se tienen en el sector caminos de acceso al área donde se pretende desarrollar el socavón de reconocimiento, rajo principal. Este socavón será construido con el fin de reconocer en profundidad la mineralización y estructuras asociadas al depósito de interés.

3.6.1. Diseño y Construcción

Los primeros metros el socavón presentarán una dirección perpendicular a las curvas de nivel (Ilustración 34), a objeto de enfrentar cualquier descomposición del macizo rocoso en su línea de menos distancia, se estiman alrededor de 8,0 [m]; posteriormente este tomará el rumbo que presenten las estructuras mineralizadas más

favorables. El largo estimado a desarrollar es de unos 70 [m], según cómo se presente la mineralización.

Se ubicará en la cota 1.200 m.s.n.m,

La altura del corte estará dada por: Altura del Socavón + H

Siendo la altura del Socavón = 3,5 [m]

H Corresponde a la altura de protección y depende de la naturaleza de la roca.

H, Se sugiere un valor = 3,5 [m].

Ancho del Socavón = 3,5 [m]

Este ancho tiene relación con el equipo que se empleará para la extracción de la marina.

Presentará una pendiente de + 1 %, para facilitar el drenaje, si es necesario, y la salida del equipo con carga.

3.6.2. Operaciones Unitarias Básicas

- Perforación

La perforación se realizará con una maquina manual, accionada con aire comprimido. Dicha energía se obtendrá de un compresor de 175 [pies³/min] accionado por un motor a combustión interna.

La perforación se realizará con brocas de 40 [mm], Serie 12. El equipo se complementará con su respectiva botella de agua.

Como los disparos en avance tienen solamente una cara libre (el frente de la galería); es importante crear cuanto antes otras caras libres, en lo posible paralelas a la dirección de la galería. Lo anterior se conseguirá con los tiros de rainura.

- *Rainuras en Paralelo*

En los diagramas de disparo en avance, los tiros de cuele son perforados en paralelo, alrededor de un tiro central de gran diámetro, Tiro de Alivio o Tiro Hueco.

Los tiros de cuele tendrán una botada al tiro hueco, de 20 a 30 [cm] (25,4 [cm]) y se distribuirán en forma de cruz.

El Diagrama, para una labor de 3,0 x 3,0 [m], contempla distribuir en la frente, entre los 28 tiros incluidos los tiros de rainuras.

El Tiro Hueco se barrenará con una broca con escariador de 2,5", los tiros de cuele paralelo con la broca, corriente, de 40 [mm]; igualmente el resto de los tiros.

En la siguiente ilustración se puede apreciar la disposición de los tiros.

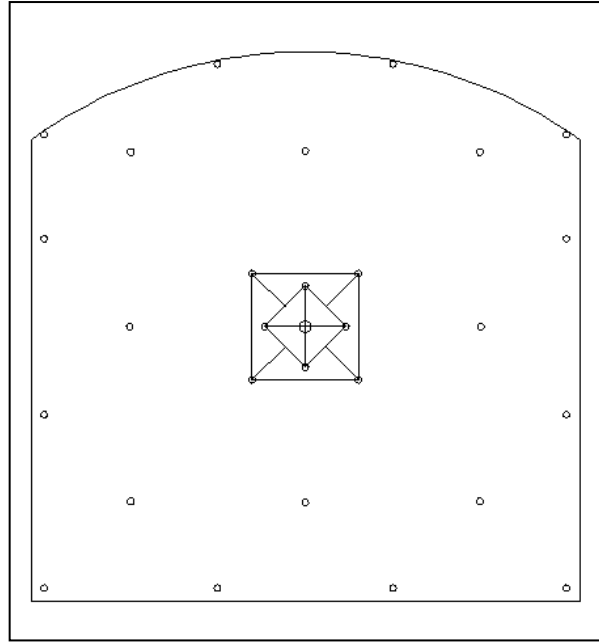


Ilustración 32: Diagrama de Disparo

Sustancias Explosivas a Emplear

a) Rainuras

- Explosivo iniciador:
 Cebo: Cartucho de TRONEX PLUS (7/8"x 8")
 Cordón detonante de 5 [gr/m]
- Explosivo básico: ANFO
- Taco tiros cuele: 0,36 [m]
- El tiro hueco no tiene carga

Una vez cargados todos los tiros del disparo, los tiros de rainura son amarados a un detonador N° 8 con un tren de guía a fuego (mecha lenta).

b) Tiros de Corona, Desquinces, auxiliares y Zapateras

- Explosivo iniciador:
 Cebo: TRONEX PLUS¹ de 7/8" x 8"
 Cordón detonante de 5 [gr/m]
- Explosivo básico: ANFO

Una vez cargados todos los tiros, se procederá a amarrarlos a un detonador N° 8 con un tren de guía a fuego (mecha lenta).

Se estima una concentración de carga lineal de alrededor de 0,79 [kg/m], lo que equivale a 1,4 [kg/tiro], por lo que la carga total a utilizar por avance será cercana a los 40[kg].

- Carguío y Transporte Marina

La operación de carguío y transporte del material producto de la tronadura se realizará en forma mecanizada, empleando un mini-cargador, petrolero. El destino del material removido, será de acuerdo a lo descrito en la sección anterior (Construcción Rajo).

Las marinas se irán depositando en las afueras del socavón, con el fin de analizarlas macroscópicamente, de presentar minerales de valor estos serán acumulados en una cancha de acopio. También podrían ser sometidas a un proceso de selección manual, para separar el material de baja ley.

Todo el material clasificado como estéril será transportado y dispuesto en el botadero ubicado a 250 [m] de la salida del socavón en dirección NE.

- Ventilación

Se espera que la calidad del aire al interior del socavón sea buena por lo que solo se contará con un ventilador aspirante. Sin desmedro de lo anterior, mientras dure el período de reconocimiento se realizarán aforos de ventilación de manera periódica a

¹ Dinamita de tipo semigelatina, de alta velocidad de detonación y utilizada para desarrollo de galerías como iniciador de ANFO en diámetros pequeños.

medida que se avance en las labores, con el objeto de verificar las buenas condiciones al interior del socavón.

Cada vez que se lleve a cabo una tronadura, se esperará un tiempo adecuado para que luego una cuadrilla debidamente equipada y con los instrumentos requeridos realice las mediciones necesarias en la determinación de la calidad del aire.

Cabe señalar que la empresa dará cumplimiento a lo referido en el Capítulo Cuarto del Título III del “Reglamento de Seguridad Minera”, Decreto Supremo 132 del Ministerio de Minería, según corresponda el caso.

- Fortificación

Toda vez que se entre en un nuevo desarrollo, el personal autorizado deberá efectuar las labores de acañadura verificando el estado del techo y la caja del socavón. Para esto estarán provistos de barretillas adecuadas a la altura de la labor, además de todos los EPP's necesarios para la operación.

Se elaborará un procedimiento interno de fortificación que comenzará con una inspección visual del área, sin comprometer la seguridad del personal, ya que los estudios de Mecánica de Rocas arrojaron resultados relativamente desfavorables en cuanto a lo que se refiere resistencia del macizo rocoso. Se utilizarán pernos sistemáticamente junto a la aplicación de shotcrete no reforzado de 4 a 10 [cm] de espesor.

Aun cuando se trata de labores de reconocimiento, se dará cumplimiento a lo referido en el Capítulo Sexto del Título III del “Reglamento de Seguridad Minera”, Decreto Supremo 132 del Ministerio de Minería.

- Drenaje

De acuerdo a pruebas realizadas en el área de estudio se pudo concluir que no existirá exceso de agua al interior del socavón, por lo que no será necesario instalar un sistema de drenaje.

3.7. Ciclos, rendimientos y equipos a utilizar

Es necesario primeramente definir los índices de diseño con que se trabajará. A continuación se enlistan dichos valores.

Tabla 20: Criterios de diseño

Criterio	Valor	Unidad
Toneladas	1750	t/m
Días efectivos mes	70	t/d
Densidad mx	2,7	t/m3
Esponjamiento	45%	%
Densidad Aparente	1,86	t/m3
FO	80%	%
UT	90%	%
DM	80%	%
FLL	85%	%

Se consideró el material a cargar por año e índices de operación y productividades de los equipos. Se toman en cuenta, además, algunos criterios de tipo operacional, como flexibilidad y movilidad para trabajar alternativamente en diferentes frentes de carguío, si es que fuese necesario. De esta forma se determinó una flota de 1 cargador frontal que por su rendimiento y movilidad cumplirá de buena forma su tarea.

La tabla a continuación muestra el detalle de los rendimientos y el número de equipos en función de la capacidad del balde

Tabla 21: Rendimientos carguío

CAPACIDAD			FACTORES				CAP	TIEMPO	TPO BALDADA	RENDIMIENTO	CAP CAMION		TPO LLENADO	CANTIDAD
yd3	m3	ton	FII	DM	UT	FO	ton/balde	min/balde	ton/min	ton/hr	m3	ton	min	1750 tpm
1,0	0,8	1,42	85%	80%	90%	80%	1,20	0,48	2,50	86	14,0	22	9,1	1,00
1,3	1,0	1,84	85%	80%	90%	80%	1,56	0,54	2,92	101	14,0	22	7,8	1,00
1,6	1,2	2,26	85%	80%	90%	80%	1,92	0,59	3,26	113	14,0	22	7,0	1,00
2,0	1,5	2,83	85%	80%	90%	80%	2,41	0,66	3,63	125	14,0	22	6,3	1,00
2,2	1,7	3,11	85%	80%	90%	80%	2,65	0,70	3,78	131	14,0	22	6,1	1,00
2,5	1,9	3,54	85%	80%	90%	80%	3,01	0,75	3,99	138	14,0	22	5,8	1,00
3,0	2,3	4,25	85%	80%	90%	80%	3,61	0,85	4,27	148	14,0	22	5,4	1,00
3,3	2,5	4,67	85%	80%	90%	80%	3,97	0,90	4,41	152	14,0	22	5,2	1,00

La productividad del camión se calculó en función de la capacidad del equipo, de sus características técnicas, de la productividad del equipo de carguío y de los perfiles de las rutas de transporte. La flota máxima anual que se requiere en la mina es de 1 camión para el perfil mina acopio y 3 camiones para el perfil, acopio planta de tratamiento.

Para dicho cálculo se utilizaron los siguientes datos de entrada.

Tabla 22: Parámetros transporte

Parámetro	Valor	Unidad
Capacidad Nominal Tolva	14	y3
Velocidad LL	22	t
Velocidad VA	25	km/hr
	40	km/hr

El tiempo de transporte se calculó en función de las velocidades de viaje del camión lleno y vacío, así como de la distancia a recorrer. A continuación se muestra dicha información.

Tabla 23: Tiempo de viaje

Tiempo Transporte min						
Distancia Media	Viaje LL	Viaje Va	Maniobra	Vaciado	Espera	TOTAL
42,00	100,80	63,00	0,50	0,75	2,00	167,05

En función de la información dada se calculó el detalle del rendimiento para el transporte y la dotación de equipos para cada uno de estos. La tabla a continuación resume dicha información.

Tabla 24: Rendimiento transporte

Dato	Capacidad Cargador yd3							
	1	1,3	1,6	2	2,2	2,5	3	3,3
Tiempo de ciclo	176,13	174,85	174,05	173,36	173,11	172,81	172,44	172,27
Rendimiento [ton/hr]	7,5	7,6	7,6	7,7	7,7	7,7	7,7	7,7
Rend. camión [ton/hr]	52,2	52,6	52,8	53,0	53,1	53,2	53,3	53,3
Dotación ef. Camiones	2	2	2	2	2	2	2	2
Dotación Camiones	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00	3,00

En función de toda la información anteriormente señalada e infiriendo el uso de equipos básicos para el funcionamiento de la faena se construyó una tabla resumen con los equipos contemplados para el desarrollo de las actividades.

Tabla 25: Requerimientos de equipos

Equipo	Descripción	Unidades
Compresor	Accionado por motor a combustión, de 175 pies ³ /min.	1
Mini Cargador	Tipo Cat Serie B3	1
Excavadora	Tipo Cat 307 C	1
Camión	Capacidad 25 [t], tipo Mack Granite GU 813	4
Perforadora	Neumática tipo YT 27 ó YT 28	3
Ventilador	Tipo Aspirante	1

3.8. Servicios

- Caminos

Para llegar al área de interés, se utilizarán los caminos construidos por la empresa así como también los existentes previamente en el lugar (Ver Ilustración 3 y 30, Layout general mina Anico).

Para realizar el vaciado del material en el botadero, se utilizará un camino existente en el sector, de alrededor de 5 [m] de ancho, pendiente máxima de 8 % y 250 [m] de longitud.

- Servicios Higiénicos

Se dispondrá de dos baños químicos, que serán instalados en la faena por DISAL, una empresa especialista en el rubro y que cuenta con todas las autorizaciones sanitarias para dicho servicio.

- Comedor, dormitorios y oficinas

Se dispondrá de containers del tipo marítimo, los que cuentan con paredes y pisos de fácil aseo, además de camas, muebles, mesas y sillas; dependiendo de la función del container, de iguales características.

3.9. Insumos

- Agua Potable

El agua potable se llevará envasada al lugar de trabajo, por una persona encargada del abastecimiento de insumos para el personal. Se mantendrán bidones de agua en el comedor y en la oficina, además de un stock de botellas plásticas que permitan transportar el agua por parte del personal. El abastecimiento se realizará día por medio.

- Agua Industrial

Se mantendrá abastecido un estanque de agua 560 [lt], que permitirá el uso de este recurso para los equipos. El abastecimiento se realizará por medio de un camión aljibe, encargado de humedecer de los caminos.

- Combustible

El combustible necesario para el funcionamiento de los equipos será provisto por una empresa autorizada del rubro.

3.10. Plan Minero - Programa de producción Planta

Dado el resultado de los sondajes de la mina Anico, es claro ver que el abastecimiento de la Planta Puerto Oscuro no se podrá llevar a cabo exclusivamente por parte de esta mina y debido a que es imperioso el abastecimiento mínimo diario de la planta entonces deberán explorarse nuevos horizontes de abastecimiento.

Por lo que se planea un envío mínimo de 70 [t/d] de mineral por parte de mina Anico, siendo el resto del tonelaje provisto por parte de las minas mencionadas en el capítulo de antecedentes (Tres Gracias, Las Gemelas y Potrillo), en función de sus reservas y leyes, o bien, del material que se escoja de ellas, así como también de la compra de mineral a terceros, esto debido a que se trabajará con la máxima capacidad de tratamiento de la planta, es decir, con un procesamiento de 5.000 [t] de mineral mensuales. Empero,

Como se espera que la planta se convierta en un poder de compra de la región, se efectuarán compras de mineral a terceros con dos fines, para proveer stock que permita asegurar producción, o bien para estar preparados para una futura ampliación en la producción de la Planta Puerto Oscuro.

En cuanto a las leyes, se trabajará con el mismo valor para todo mineral propio, 1,6% Cu, indistintamente de la mina que provenga, esto debido a la cercanía de las minas, su similar geología y los resultados de las muestras que se entregan a continuación.

Tabla 26: Muestras Minas

	Muestras	%Cu T	%Cu S
1	M1 Las Gemelas	1,15	0,89
2	M2 Las Gemelas	1,48	0,96
3	M3 Las Gemelas	1,26	0,99
4	M4 Las Gemelas	1,13	0,95
5	M5 Las Gemelas	0,42	0,31
6	M6 Las Gemelas	1,61	1,32
7	M7 Las Gemelas	0,68	0,57
8	M8 Las Gemelas	0,82	0,49
9	M9 Las Gemelas	0,98	0,72
10	M10 Las Gemelas	1,48	1,33
11	M11 Las Gemelas	2,51	2,28

12	M1 Las Tres gracias	0,25	0,11
13	M2 Las Tres gracias	1,43	1,28
14	M3 Las Tres gracias	0,68	0,57
15	M4 Las Tres gracias	0,40	0,26
16	M5 Las Tres gracias	1,89	1,65
17	M6 Las Tres gracias	1,61	1,45
18	M7 Las Tres gracias	2,01	1,88
19	M8 Las Tres gracias	0,73	0,60
20	M9 Las Tres gracias	0,88	0,66
21	M10 Las Tres gracias	1,25	1,13
22	M11 Las Tres gracias	1,75	1,57
23	M1 Potrillo	1,17	0,88
24	M2 Potrillo	1,43	1,29
25	M3 Potrillo	1,29	1,09
26	M4 Potrillo	1,33	1,17
27	M5 Potrillo	0,99	0,82
28	M6 Potrillo	1,68	1,52
29	M7 Potrillo	1,17	0,90
30	M8 Potrillo	2,24	2,01
31	M9 Potrillo	0,65	0,51
32	M10 Potrillo	0,36	0,15
33	M11 Potrillo	0,85	0,67

Debido a que se comparará alrededor del 65% del material a tratar en la planta, este no poseerá las leyes de los materiales descritos en la tabla 27, por lo que se considerará mineral de compra de ley de 1,4% Cu (nicho buscado), con lo cual se obtendrá una ley promedio de 1,47% Cu para las 200 [t] de mineral.

En función de los requerimientos, y basados en las muestras y análisis anteriores, se configuró el siguiente programa de procesamiento de mineral y producción de sulfato.

Tabla 27: Programa de procesamiento de mineral

Año	Tratamiento t/día			Producción t/día	Tratamiento t/mes			Producción t/mes
	Propio	Compra	Total		Propio	Compra	Total	
1	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
2	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
3	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
4	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
5	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
6	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
7	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
8	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
9	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231
10	70	130	200	9,24	1750	3250	5000	231

4. PROYECTO PLANTA PUERTO OSCURO

El proyecto consiste en la instalación de una planta de tratamiento de minerales oxidados de cobre, que contempla implementar e integrar los procesos de chancado, aglomeración y lixiviación del mineral, para luego realizar los procesos de extracción por solventes (SX), cristalización (CR), recristalización (RCR), secado y envasado de sulfato de cobre pentahidratado.

El Proyecto contempla un nivel de tratamiento de minerales de 5.000 [t/mes] con una ley de cobre de 1,47 % aproximadamente y un horizonte de vida de 10 años.

4.1. Pruebas Metalúrgicas y Capacidad de Procesamiento

El volumen de producción de sulfato de cobre pentahidratado dependerá de la ley de cabeza del mineral, la ley del producto y la recuperación.

Para la determinación de la recuperación se realizaron pruebas metalúrgicas a dos columnas de minerales provenientes de mina Anico. Los resultados para la recuperación se describen a continuación, mientras que el consumo de ácido para dichas columnas se describe en el ítem 4.6.1 *Reactivos*.

Tabla 28: Pruebas Metalúrgicas

Tasa Riego L/min/m ²	0,3	
Diámetro Columna	4"	
H ₂ SO ₄ Curado	26 kg/TMS	
Granulometría	< 1/4 "	< 1/4 "
Día	Columna 1	Columna 2
0	0,00	0,00
1	30,19	30,32
2	47,56	41,80
3	58,06	51,91
4	61,81	55,86
5	62,14	57,74
6	65,01	60,64
7	67,36	63,33
8	69,39	65,50
9	71,30	67,24
10	73,14	69,20
11	74,59	72,51

12	75,55	74,80
13	78,25	78,88
14	78,91	80,03
15	79,53	80,91
16	80,20	81,69
17	80,90	82,54
18	81,46	83,02
19	82,05	83,48
20	82,59	83,94
21	83,19	84,42
22	83,58	84,81
26	83,95	85,13
27	84,35	86,23

Se puede ver que transcurridos los primeros 15 días ya se tiene una recuperación del 80% en promedio, mientras que a los 27 días se tiene una recuperación del 85%. Para una mejor visualización de los resultados a continuación se describen de forma gráfica.

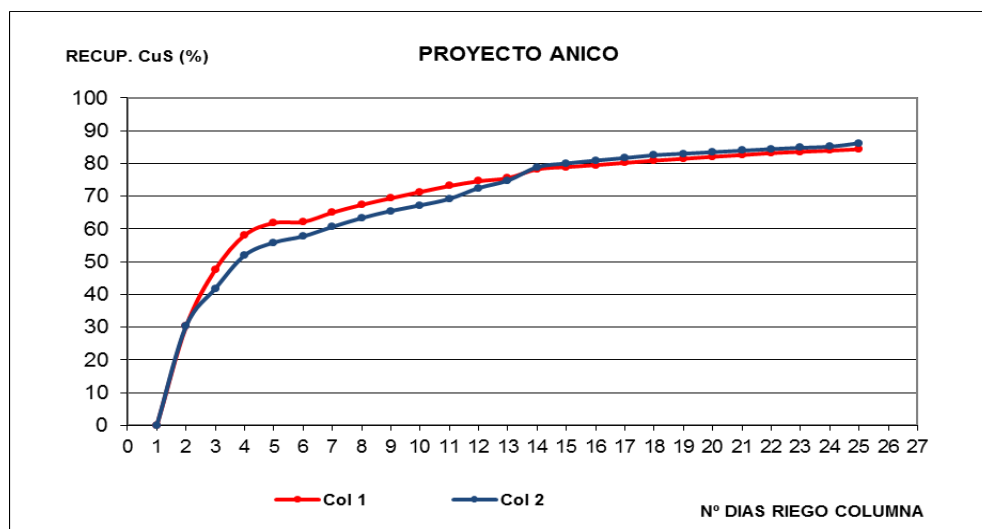


Ilustración 33: Recuperación pruebas metalúrgicas

Dado los resultados de las pruebas metalúrgicas se decide procesar con una recuperación del 80%, por tanto los valores de diseño son los siguientes.

Tabla 29: Valores de diseño

Especificaciones	Valores
Minerales oxidados de Cobre	5.000 t/mes
Ley mineral	1,47% de Cu
Recuperación del sistema	80%
Ley del Producto	100 % de $\text{CuSO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$, ie, 25,46 % de Cobre
Producción t	Ver Tabla 30

En base a los antecedentes de la tabla anteriormente expuesta y para los distintos valores de leyes de cabeza se obtuvieron los siguientes tonelajes de sulfato de cobre pentahidratado puro.

Tabla 30: Producción según ley de Cabeza

Ley de Cabeza	Toneladas de Cobre Fino	Toneladas mensuales
0,8	32	125,69
1,0	40	157,11
1,2	48	188,53
1,4	56	219,95
1,47	58,8	230,95
1,6	64	251,37
1,8	72	282,80
2,0	80	314,22

En la siguiente ilustración se grafica la relación entre la ley de cabeza del mineral y la producción de sulfato de cobre pentahidratado.

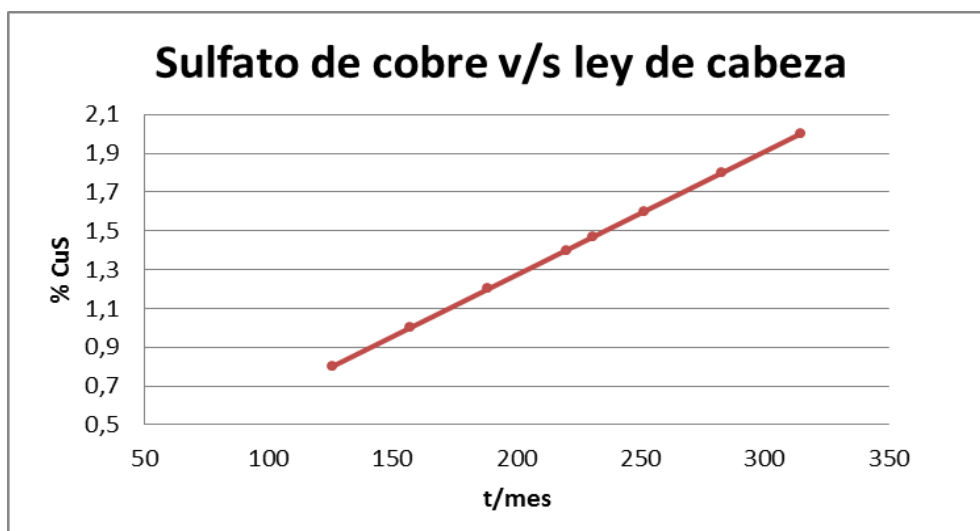


Ilustración 34: Ley de cabeza [%] v/s producción [t]

Dado lo anterior el proyecto considerará una producción mensual estimada de 231[t] de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ inicialmente.

4.2. Levantamiento Topográfico del Área

Con el objeto de diseñar y ubicar las diferentes instalaciones necesarias para desarrollar el proyecto, se realizó un levantamiento topográfico del área a intervenir. Se adjunta la siguiente ilustración donde se aprecia el layout general de las instalaciones de la Planta.

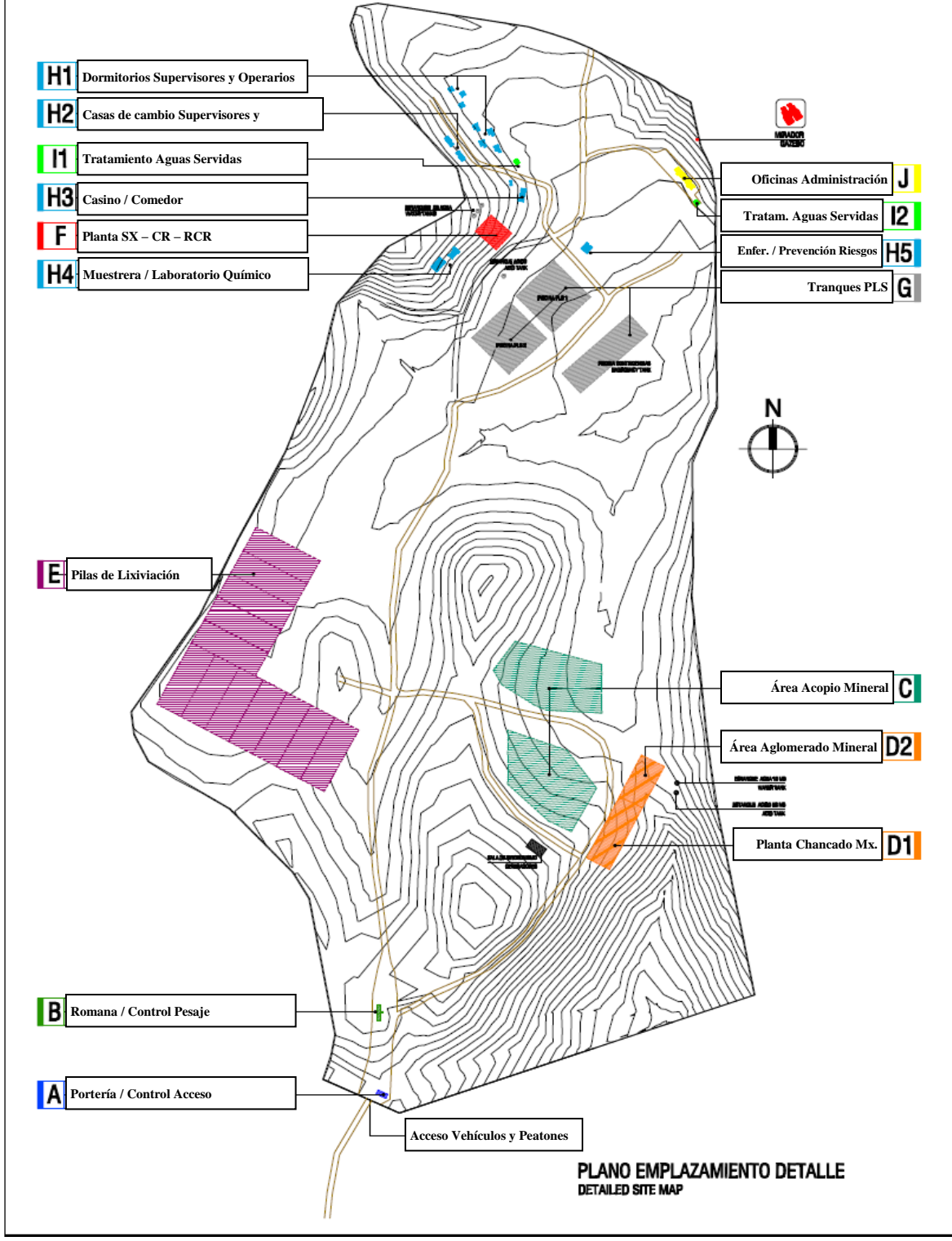


Ilustración 35: Layout general Emplazamiento Planta

4.3. Materias Primas

La Planta beneficiará principalmente los minerales que serán extraídos de la Mina Anico, de propiedad de Sulfatos Chile S.A, así como minerales provenientes de otras minas, ya sean estas propias o de terceros.

Para efectos del desarrollo del proyecto se han realizado diversos análisis químicos al mineral Anico. A saber, análisis químico cuantitativo y análisis de difracción de rayos X para caracterizar los minerales transparentes, y análisis mineralógico mediante microscopía óptica de luz reflejada que define y cuantifica los minerales opacos.

A continuación se entrega un resumen de los resultados obtenidos en el desarrollo de los análisis antes señalados.

En la Tabla 32 se presentan los resultados del análisis químico realizado mediante ICP y en tabla anterior se entregan los resultados de análisis químicos cuantitativos.

En la Tabla 33 se entrega el resultado de la difracción de rayos X, que se realizó específicamente para revelar los compuestos que forman parte de la ganga. En tanto, en la Tabla 31 se presentan los resultados del análisis microscópico de los minerales opacos, generalmente los que contienen las especies de cobre. Ambos análisis son complementarios, dado que la difracción de rayos X no detecta compuestos menores al 3% y compuestos amorfos, en tanto que la microscopia óptica de opacos, no permite ver los minerales transparentes.

Tabla 31: Análisis químicos cuantitativos

Elemento	Unidad	Muestra
CuT	%	0,99
CuS	%	0,75
Si	%	26,2
Al	%	7,81
Ca	%	5,21
Fe	%	5,16
Na	%	2,9
Mg	%	2,18
K	%	1,61
Mn	%	0,25
Zn	%	0,071

Elemento	Unidad	Muestra
Ba	%	0,06
Sr	%	0,041
S	%	0,023
As	%	0,006
Sb	%	<0,005
Mo	%	<0,004
Pb	%	<0,002

Tabla 32: Análisis Químico Realizado Mediante ICP

Elemento	Unidad	Muestra
Al	%	11,28
Fe	%	7,1
Ca	%	6,96
Na	%	4,43
Mg	%	2,74
K	%	1,43
Cu	%	1,35
Ti	%	0,55
Mn	%	0,31
P	%	0,16
Ba	%	0,08
Zn	%	0,08
S	%	0,05
Sr	ppm	383
Co	ppm	172
Zr	ppm	170
V	ppm	162
In	ppm	74
Cr	ppm	52
As	ppm	32
Sc	ppm	30
Ga	ppm	29
Ni	ppm	27
La	ppm	22
Li	ppm	22
Mo	ppm	20
Cd	ppm	1

Se puede observar que hay diferencias sustantivas en algunos elementos, como por ejemplo el aluminio, que por ICP indica un 11,28 % en peso, en tanto, el análisis químico cuantitativo da 7,81 %. Para los efectos de esta muestra se ha considerado el análisis químico cuantitativo como el más representativo, y el de ICP solamente como un análisis exploratorio.

La tabla a continuación muestra los resultados de la prueba de difracción de rayos X.

Tabla 33: Análisis de Difracción de Rayos X

Especie Componente	Composición
Marialita	$(\text{Na,Ca})_2(\text{Si,Al})_6(\text{O,OH})_{12}(\text{Cl,CO}_3)_{0.5}$
Microclina	KAlSi_3O_8
Oxido sodio-calcio-aluminio	$\text{Na}_2\text{xCa}_{3-\text{x}}\text{Al}_2\text{O}_6$
Calcosiderita	$\text{CuFe}_6(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_8 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$
Albita	$(\text{Na,Ca})\text{Al}(\text{Si,Al})_3\text{O}_8$
Menonita	$(\text{Na,K})\text{Ca}(\text{Si,Al})_6\text{O}_{12}\text{Cl}$
Pargasita	$\text{KCa}_2(\text{Mg}_3\text{FeAl})\text{Al}_2\text{Si}_6\text{O}_{22}(\text{OH})_2$
Dusertita	$\text{BaFe}_3(\text{AsO}_4)(\text{AsO}_3\text{OH})(\text{OH})_8$

Los resultados de la Difracción de Rayos X muestran una serie de compuestos complejos que forman parte de la ganga: Marialita, Microclina, Óxido de Sodi-Calcio-Aluminio, Albita, Menonita, Pargasita y Dusertita, más otros compuestos observados en la microscopía óptica como minerales opacos, como Pirita y Limonita. Sin embargo, en la siguiente tabla se puede observar que la ganga se presenta en una alta proporción.

El contenido de silicio indicado por el análisis químico cuantitativo es sustancialmente alto (26,2 %). Debido a esto, se realizará una Fluorescencia de rayos X para explorar posibles elementos no detectados y se revisarán los contenidos de los elementos detectados por análisis químico, dado que el ICP realizado no aportó mayor información.

Tabla 34: Análisis de composición Minerales Opacos

Especies	% PESO	%S	%Cu	%Fe	%As	%Mo
CALCOPIRITA	0,16	0,06	0,05	0,05	-	-
DIGENITA	0,21	0,04	0,17	-	-	-
COBRE NATIVO	0,33	-	0,33	-	-	-
CALCOSIDERITA	6,81	-	0,44	-	-	-
PIRITA	0,18	0,10	-	0,09	-	-
LIMONITA	7,18	-	-	4,51	-	-
GANGA	85,12	(*)	-	(*)	-	-
TOTAL	100,00	0,20	0,99	4,65	-	-

Análisis Químico 0,02 0,99 5,16 <0,004

(*): Contenidos de S y de Fe : Trazas

Por otro lado en la siguiente Tabla, se presentan los valores referenciales del mineral a beneficiar en el la Planta Puerto Oscuro.

Tabla 35: Valores Referenciales del Mineral

Antecedentes del Mineral	Unidad	Valor
Ley de cobre mineral	%	1,0 a 1,8
Ley de cloruros solubles del mineral (valor supuesto)	%	0,0028
Ley de fierro soluble del mineral (valor de pruebas)	%	0,017
Humedad natural del mineral (valor supuesto)	%	2,0
Recuperación prevista	%	80,0
Relación de pesos Ripio/Mineral	%	95,0

4.4. Descripción de los Procesos e Instalaciones de producción

En los siguientes literales se describen los componentes unitarios que conforman el proceso de producción de Sulfato de Cobre Pentahidratado.

- Etapa de Chancado
- Etapa de Aglomerado y Curado
- Etapa de Lixiviación
- Etapa de Extracción por Solvente
- Etapa de Cristalización y Recristalización
- Envasado

A continuación se muestra un esquema con el diagrama de flujo de la Planta Puerto Oscuro.

DIAGRAMA DE FLUJO GENERAL
GENERAL FLOW CHART

EXTRACCION Y ACOPIO
STOCK PILE ANICO MINE

CHANCADO
CRUSHING

AGLOMERADO
AGGLOMERATION

PILAS DE LIXIVIACION
HEAP LEACHING

PLANTA SX/CR/RCR
SX/CR/RCR PLANT

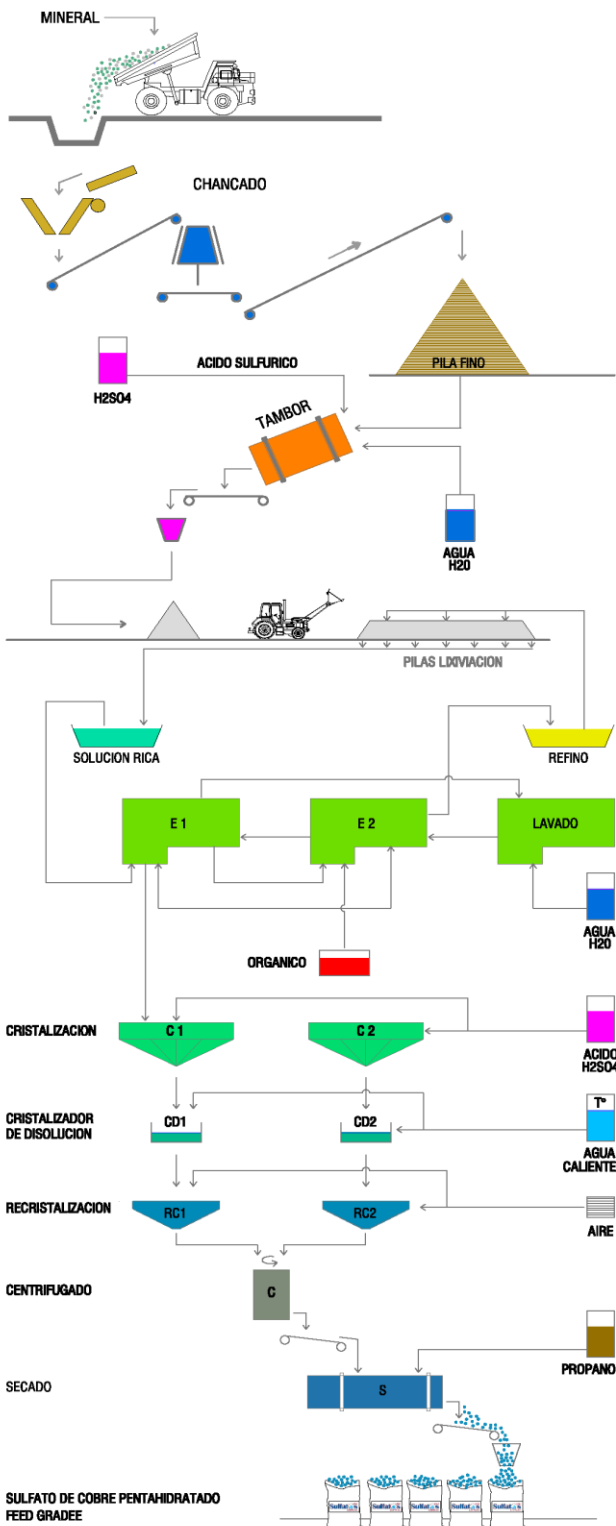


Ilustración 36: Flowsheet Planta

4.4.1. Etapa de Chancado

El mineral proveniente de la mina presenta una granulometría variada, desde partículas de menos de 1 [mm] hasta fragmentos mayores que 0,5 [m] de diámetro, siendo el objetivo del chancado reducir el tamaño de los fragmentos mayores hasta obtener un tamaño uniforme máximo de ¼ de pulgada. Esta operación se realizará en seco.

Para lograr el tamaño deseado, la planta de chancado estará constituida por tres Chancadores en línea: un Chancador Primario de Mandíbula y dos Chancadores de Cono (una Secundaria Estándar y una Terciaria Cabeza Corta). Estas tres unidades se complementan con un Harnero Vibratorio y un juego de Correas Transportadoras. Los equipos se detallan a en la tabla a continuación.

Tabla 36: Lista Instalaciones y Equipos Planta de Chancado

ID	Identificación	Descripción
1	Buzón Primario	Construido en perfiles metálicos, Capacidad 60 [t].
2	Alimentador Vibratorio	Tipo electromecánico tipo Grizzly, GZD 850*3000.
3	Chancador Primario	Tipo de Mandíbula: 500 * 750 [mm] Tamaño 20” x 30” Alimentación máxima 400 [mm] o 16”
4	Chancador Secundario	Tipo Cono Crusher PYB 900 ESTÁNDAR. Alimentación Máxima 115 [mm] o 4,5 ”
5	Chancador Terciario	Tipo Cono Crusher PYD 900 Cabeza Corta. Alimentación Máxima 40 [mm] o 1,6”
6	Harnero Vibratorio	Modelo 3YK 1848, 3 Deck. Área = 4800*1800 Deck 1 : malla 50 [mm] o 2,0” Deck 2 : malla 25 [mm] o 1,0” Deck 3 : malla 6 [mm] o ¼”
7	Torre de Muestreo	Dos cortadores Automáticos
8	Correa Transportadora N° 1	Desde Chancador 1° a Harnero Vibratorio Cinta de 30” y 20 [m] de Largo Inclinación de trabajo 18°
9	Correa Transportadora N° 2	Desde Harnero Vibratorio Producto – 6,00 [mm] a Torre de Muestreo.

ID	Identificación	Descripción
		Cinta de 24" y 10 [m] de Largo Inclinación de trabajo 18°
10	Correa Transportadora N° 3	Desde Torre de Muestreo a Buzón 2° de alimentación etapa de aglomerado y curado. Cinta de 24" y 20 [m] de Largo Inclinación de trabajo 18°
11	Correa Transportadora N° 4	Desde Chancador de Cono Estándar a Cinta N° 1. Cinta de 24" y 20 [m] de Largo. Inclinación de Trabajo 18°
12	Correa Transportadora N° 5	Desde Chancador de Cono Cabeza Corta a Cinta N° 1 Cinta de 24" y 20 [m] de Largo. Inclinación de Trabajo 18°

Los requerimientos de material chancado pueden variar, según sea la necesidad de producción, puesto que la planta de chancado fue diseñada para una capacidad máxima de 15.000 [t/mes]. En primera instancia se trabajará de la siguiente manera:

- Capacidad de tratamiento diaria = $5.000 / 25 = 200$ [t]
- Programa de trabajo planta de chancado 8 [hr/día],
- Capacidad horaria requerida = 25 [t/hr].

En el siguiente esquema se presenta el diagrama de flujo del área chancado.

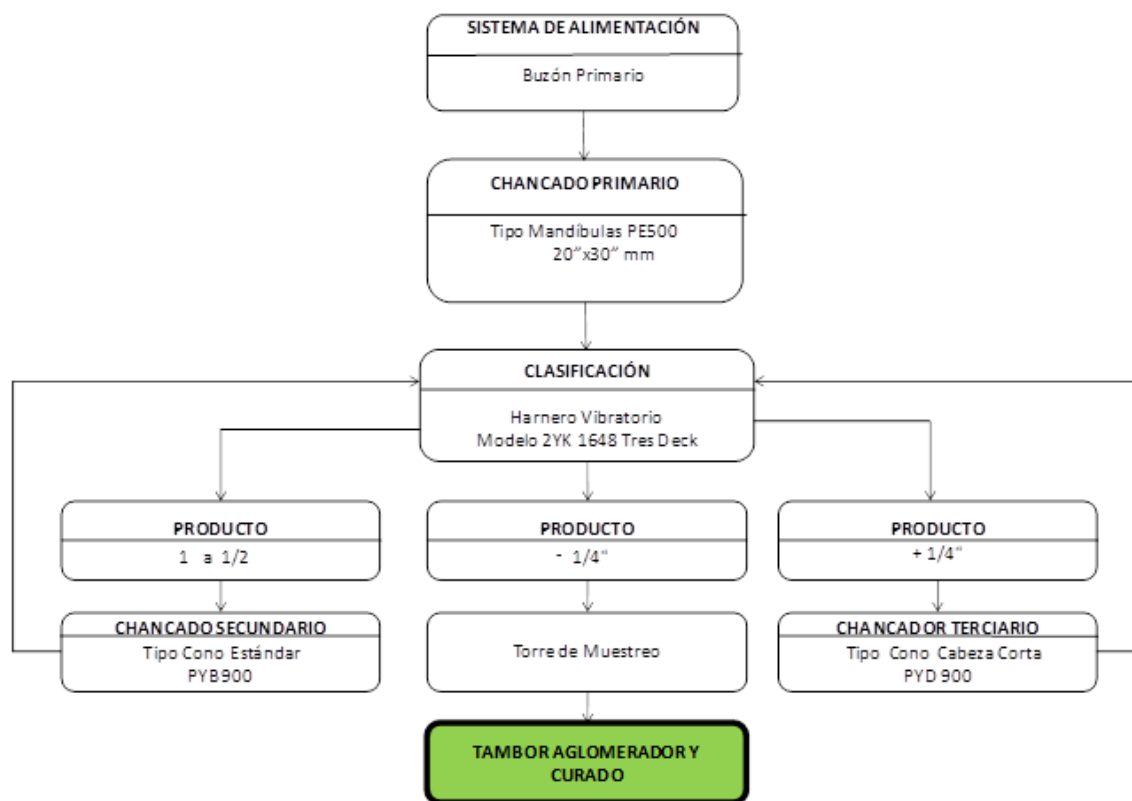


Ilustración 37: Diagrama de flujo proceso de Chancado

Chancado Primario

Chancador de mandíbulas Tipo PE 500 * 750, cuyas características se señalan en la siguiente Tabla.

Tabla 37: Características Chancador de Mandíbulas

Variable	Propiedad
Tamaño	500 x 750 [mm] o 20'' x 30''
Alimentación máxima	400 [mm] o 16''
Motor	55 kW o 75 HP
Velocidad excéntrica	260 RPM
Rendimiento Fn (Setting)	26 a 75 [t/hr]

Chancado Secundario

El chancador secundario recibe el mineral proveniente del harnero vibratorio. Se contempla un chancador de cono estándar PYB 900, cuyas características se indican en la tabla a continuación.

Tabla 38: Características Chancador Secundario

Variable	Propiedad
Tamaño	Diámetro de lezna circular 900 [mm]
Alimentación máxima	115 [mm] o 4,6''
Motor	55 kW o 75 HP
Velocidad en la Excéntrica	333 RPM
Rendimiento Fn (Setting)	30 a 90 [t/hr]

Chancado Terciario

El chancador terciario recibe el producto sobre tamaño proveniente del harnero vibratorio. Se contempla un chancador de cono cabeza corta PYD 900, cuyas características se indican a continuación.

Tabla 39: Características Chancador Terciario

Variable	Propiedad
Modelo	PYD 900, Cabeza Corta
Alimentación máxima	50 [mm] o 2,0''
Motor	55 kW o 75 HP
Velocidad de Giro	330 RPM
Rendimiento Fn (Setting)	15 a 50 [t/hr]

Curva Granulométrica Ideal

Producto del proceso de chancado del mineral, se obtiene cierto porcentaje del mismo de menos 200 mallas, material que debe ser aglomerado; pero cuando el porcentaje es mayor a un 10 a 15 %, no se logra el objetivo en la etapa de aglomeración, perturbando

posteriormente el escurrimiento de las soluciones en la etapa de lixiviación. Sometido el material a pruebas de chancado se logró la siguiente curva granulométrica.

El gráfico a continuación muestra el porcentaje de mineral pasante para cada tamaño de tamiz.

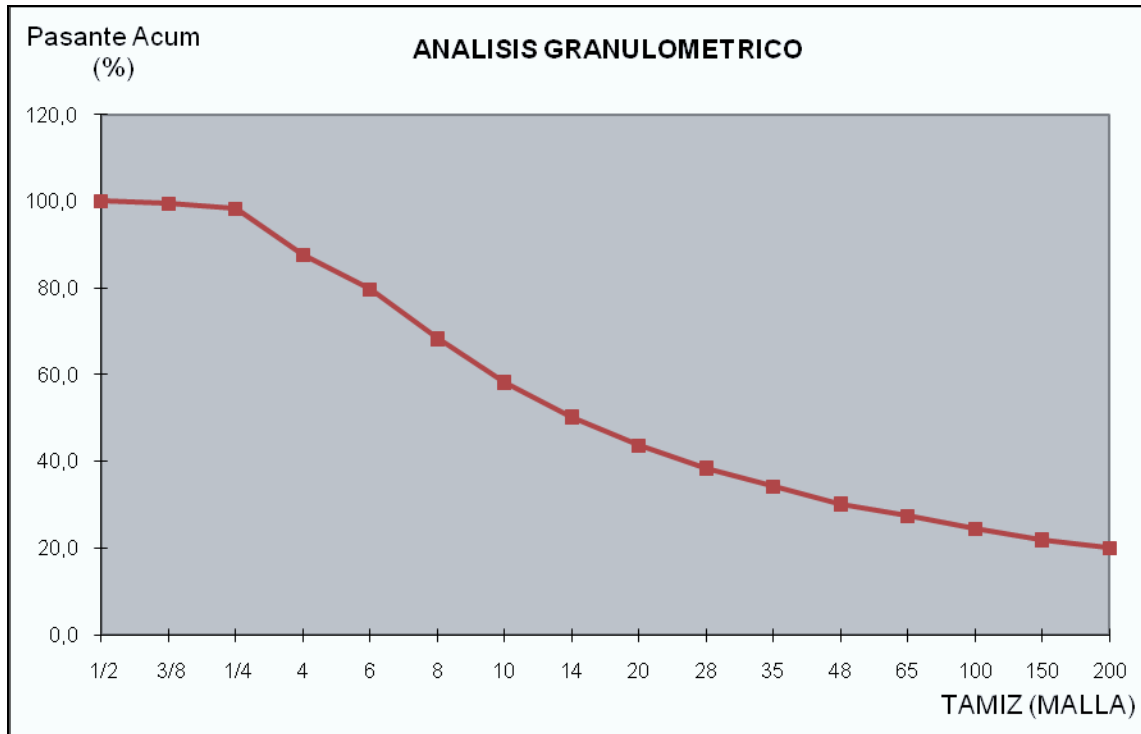


Ilustración 38: Curva Granulométrica Ideal

Harnero Vibratorio

Para la selección del harnero vibratorio se consideró que durante la operación de cribado se presentan dos fenómenos, que son:

- **Estratificación:** Ubicación que toman los trozos de material cuando estos ingresan a la zona de vibración. El espesor de la cama o masa vibrada se ve afectada por los siguientes factores: inclinación, sentido de la rotación, velocidad de flujo, vibración, amplitud de la vibración y frecuencia de la vibración.
- **Separación:** Presentación de los trozos en las aberturas de la criba, donde serán rechazados, si son de un tamaño mayor que las aberturas o pasadas si son menores.

Bajo estas condiciones el harnero requerido se describe a continuación.

Tabla 40: Requerimientos Harnero

Variable	Descripción
Tipo	Vibratorio inclinado
Regulación	Entre 10 y 20° (inclinación)
Transporte del lecho de material en la criba	Con una razón de 40 a 60 [pies/min]
Superficie de la criba	Tipo tejidos de alambre

Como se señala en la siguiente ilustración, la alimentación al harnero será de 80 [t/hr], esperándose un 20 % del material con un tamaño de $- \frac{1}{4}$ " y un 80 % sobre $\frac{1}{4}$ ".

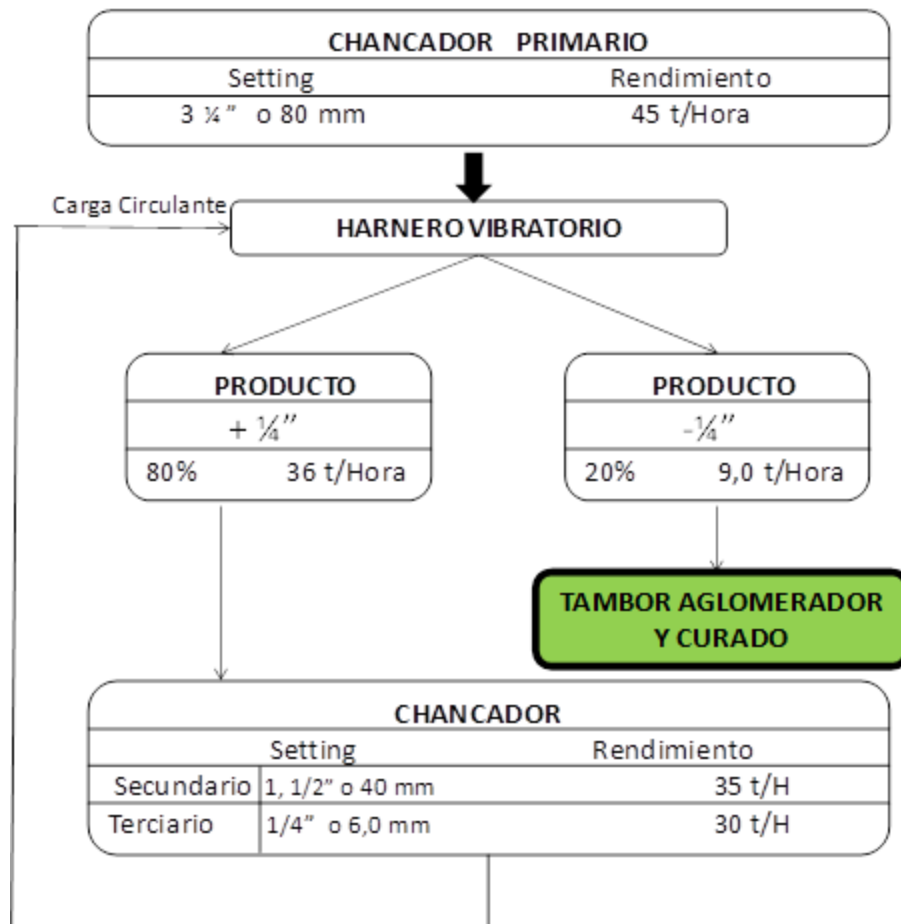


Ilustración 39: Flujo de Cribado Esperado

El producto $- \frac{1}{4}$ " pasará directamente a la Torre de Muestreo y posteriormente al Aglomerador; el sobre tamaño alimentará al Chancador de Cono 1^{ario} y 2^{ario} que descargará sobre las correas, descargando en la correa N° 01, retornando el material al Harnero Vibratorio.

Se espera que se produzca como carga circulante del Sistema un tonelaje aprox. de 64 [t].

Potencia instalada Área Chancado

En la siguiente tabla se presenta un resumen de potencia instalada asociada a la Planta de Chancado.

Tabla 41: Potencia Instalada Planta de Chancado

ID	Identificación	Descripción	KW	HP
01	Buzón Primario		-	-
02	Alimentador Vibratorio	Grizzly, GZD 850*3000	11,2	15,0
03	Chancador Primario	Mandíbula 500*750	55,0	75,0
04	Chancador Secundario	Cono PYB 900	55,0	75,0
05	Chancadora Terciario	Cono PYD 900	55,0	75,0
06	Harnero Vibratorio	3YK 1848, 3 Deck	22,4	30,0
07	Transportadora N° 1	De Chancado 1 ^{ario} a Harnero, Cinta de 30". Largo de 20 [m] Inclinación 18°	18,6	25,0
08	Transportadora N° 2	Harnero a Torre de Muestreo. Cinta de 24". Largo 10 [m] Inclinación 18°	5,2	7,5
09	Transportadora N° 3	Torre de Muestreo a Buzón 2° Cinta de 24". Largo 20 [m] Inclinación 18°	11,2	15,0
10	Transportadora N° 4	Cono PYB 900 a Correa N° 1. Cinta de 24". Largo 20 [m] Inclinación 18°	11,2	15,0
11	Transportadora N° 5	Cono PYD 900 a Correa N° 2. Cinta de 24". Largo 20 [m]. Inclinación 18°	11,2	15,0
12	Torre de Muestreo	2 Cortadores automáticos	7,5	10,0
SUMA			263,5	357,5
10 %			290	

4.4.2. Etapa de Aglomerado y Curado

Para que el proceso siga su curso, se necesita que el lecho de partículas que conformarán la pila de lixiviación sea permeable, para asegurar una buena percolación y dispersión de la solución lixivante, sin escurrimiento preferencial.

Lo mencionado anteriormente se logra sometiendo el material a un proceso de aglomeración por humedad, consistente en humedecer el mineral chancado con líquido hasta alcanzar un contenido de agua que origine una tensión superficial suficiente, y al colisionar las partículas entre sí, los finos se adhieran a los tamaños gruesos (se forma un puente líquido entre las partículas).

Por otro lado, el curado consiste en rociar con el solvente (ácido sulfúrico) el mineral previamente chancado, seguido de un período de "curado" o reposo.

Estas operaciones se realizarán en un tambor aglomerador inclinado que gira a baja velocidad, ocasionando el deslice (cascada) y la aglomeración del mineral previamente mojado con agua, además del ácido concentrado. Con esto se logra el acondicionamiento uniforme del lecho de mineral.

Se deberán realizar periódicamente muestreos a objeto de conocer el porcentaje de finos en la muestra, el consumo de ácido y el porcentaje de humedad del mineral antes de ser cargado en los módulos.

Los aspectos más importantes con respecto a la adición de ácido y agua para lograr la aglomeración del mineral se muestra en siguiente tabla.

Tabla 42: Parámetro Relacionados a Etapa de Aglomeración y Curado

Parámetro	Unidad	Valor
Dosis estudiada de ácido curado	kgAc/t	26
Dosis de agua para aglomeración de mineral	kg/t	85

Esta operación se encuentra unida a la planta de chancado, que descarga el mineral sobre el buzón secundario, y alimenta por medio de una correa transportadora al tambor giratorio de aglomerado y curado.

Las instalaciones para esta etapa se mencionan en la siguiente tabla.

Tabla 43: Instalaciones Etapa de Aglomerado y Curado

ID	Identificación	Descripción
1	Buzón Secundario	Construido en perfiles metálicos. Capacidad 30 [t].
2	Correa Transportadora N° 6	Desde Buzón 2° a Tambor Aglomerador. Cinta de 24" y 10 [m] de Largo. Inclinación de Trabajo 18°

ID	Identificación	Descripción
3	Tambor Aglomerador	Modelo Tambor ERAL, C.A. 1604 Capacidad 40 a 80 [t/hr] Diámetro 1600 [mm] Largo 4000 [mm] Kilo Watt 22 Peso Equipo 4500 kilos.
4	Cancha de Curado	Radier de concreto de 400 [m ²]

Por otro lado, en la siguiente figura se presenta el diagrama de flujo de esta etapa.

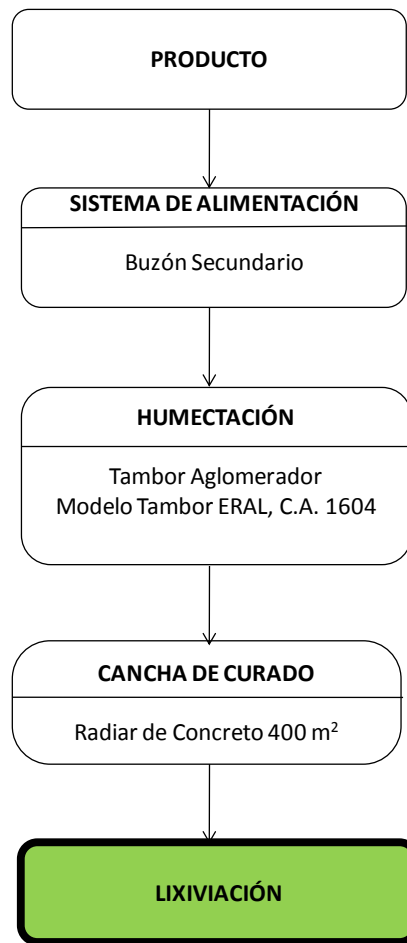


Ilustración 40: Diagrama de Flujo Etapa de Aglomerado y Curado

Potencia Instalada

A continuación se presenta la potencia instalada para los equipos mencionados recientemente.

Tabla 44: Potencia Instalada

Nº	Identificación	Descripción	KW	HP
01	Buzón Secundario		-	-
02	Correa Transportadora Nº 3	Torre de Muestreo a Tambor Aglomerador y Curado. Cinta de 24". Largo 20 [m] Inclinación 18°	11,2	15,0
03	Tambor Aglomerador	CA 14.04 (1440 D * 4.000 L) 30 – 60 [t/ hr] (ERAL)	15,0	20,0
Total			26,2	35,0
10 %			29,0	

Los aspectos más importantes con respecto a la adición de ácido y agua para lograr la aglomeración del mineral se muestran en la siguiente sección.

4.4.3. Etapa de Lixiviación

La Lixiviación TL (Thin Layer), concepto que revolucionó la industria de lixiviación del cobre (Pudahuel, 1980), consiste en impedir la acumulación de solución en la pila. La solución escurre sobre las partículas de minerales, formando una capa delgada de líquido.

En la siguiente tabla se muestran algunos de los aspectos más importantes considerados para el diseño de las pilas de lixiviación.

Tabla 45: Consideraciones Diseño de las Pilas de Lixiviación

Parámetro	Unidad	Valor
Dosis estudiada de ácido en curado	kgAc/t	26,0
Razón de riego para % de recuperación de cobre	m ³ /t	1,58
Tasa de riego instantánea	l/m ² -hr	18,0
Porcentaje de tiempo de riego durante ciclos pulsantes	%	50,0
Densidad aparente	t/m ³	1,5
Altura de apilamiento	m	1,5
Tasa de evaporación (referida a mineral bajo riego)	l/m ² -día	12,0
Humedad de impregnación de mineral (valor asumido)	%	12,0
Factor de lavado de ripios (impregnación de solutos "final/inicial")	n	0,5

Parámetro	Unidad	Valor
Cantidad de pilas instaladas	n	1
Módulos a regar con refino	n	1
Concentración máxima (diseño) de cloruros en solución rica	gCl-/l	0,770
Concentración de fe en solución rica	gFe+n/l	0,635
Concentración de cloruros, en el agua industrial de reposición	gCl/l	0,10
Densidad de soluciones de riego de pilas (refino a riego)	Kg/l	1,08
Densidad de soluciones efluentes de pilas	Kg/l	1,10
Concentración de ácido libre en solución rica	gAc/l	4,00

En función del diseño anterior se logró definir un consumo de ácido por riego de 53,94 [kgAc/t], con lo cual se llega a un consumo total de ácido por tonelada de mineral de 74,33 [kgAc/t], dato explicado en el ítem 4.6.1 *Reactivos*.

Sistema de Transporte del Mineral al área de lixiviación

El mineral aglomerado será llevado hasta el sector de la pilas de lixiviación por medio de un camión de 25 [t] aprox. Para este fin, se construyó un camino de 5 [m] mínimo de ancho, con una pendiente de 2%, y alrededor de 500 [m] de longitud.

Se siguió la topografía del lugar para evitar mayores intervenciones en el área. En la siguiente ilustración se observa el camino que conecta con la Pila.

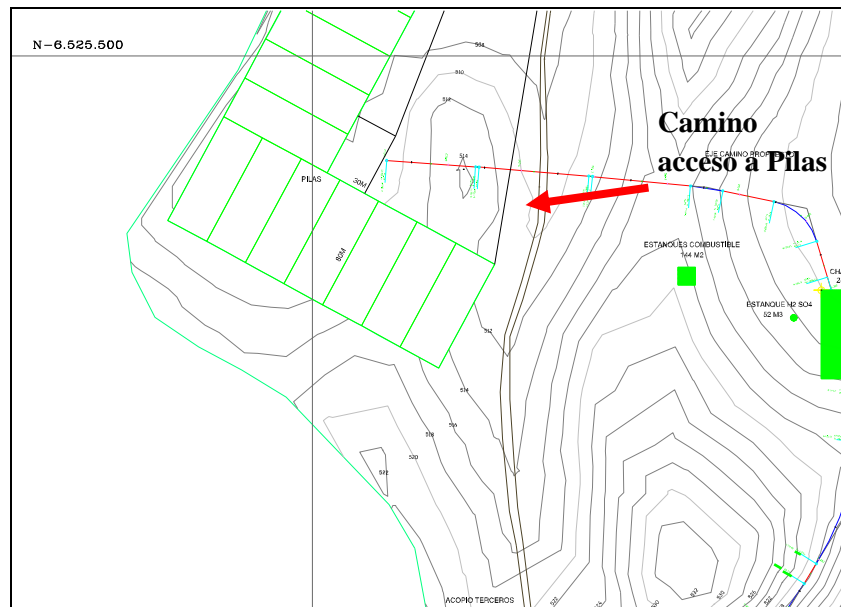


Ilustración 41: Camino Transporte desde Planta de Aglomerado a Pilas de Lixiviación

Características Pilas

- Sistema de Carguío de la Pila

El mineral que será trasladado desde el sector de aglomeración hacia las pilas de lixiviación, se dispondrá por medio de camiones y cargadores frontales. Se contará con un cargador frontal tipo Komatsu WA-180 y una motoniveladora para la preparación de las carpetas de apilamiento y de reparación de caminos. Se deberá tener presente que el procedimiento de carguío debe efectuarse por capas y cuidando no compactar demasiado y así evitar romper los glómeros.

- Descripción del Tipo de Pila

Se ha dispuesto para la construcción de pilas dos sectores, donde se ubicarán conformando el tipo de pila permanente; es decir, el mineral una vez lixiviado será dejado en el mismo lugar. Además, se considera trabajar en módulos, donde se tendrán etapas de lixiviación diferenciadas en la pila. El diseño espacial de los módulos de ubicación de las pilas, y unidades recolectoras de soluciones tendrá un área basal de 80 [m] de largo y 30 [m] de ancho cada uno.

- Configuración de las Pilas

Se contará con dos sectores de pilas permanentes ubicadas en un área aproximada de 44.160 [m²] en la base. Se denominará sector de pilas NO a las ubicadas al noroeste del predio y sector de pilas SO a las ubicadas al suroeste del mismo.

En el sector NO se ubicarán 8 pilas, al igual que en el sector SO. La altura de las primeras pilas basales será de 1,5 [m]. Agotadas las pilas del área basal, se continuará con la construcción de nuevas pilas, las que tendrán esta vez una altura de 2 [m].

Se espera completar el proyecto con 7 niveles, por lo que el sector de pila final tendrá una altura de 13,5 [m]. Se proyecta que las pilas de los niveles superiores se emplacen hacia el cerro que los colinda, de manera de aprovechar este terreno y lograr al final alcanzar el ángulo de talud de cierre.

- Dimensionamiento de las Pilas

La altura de la pila variará de acuerdo al nivel en que se encuentre, ya que las pilas basales tendrán una altura de 1,5 [m], y las pilas posteriores tendrán 2 [m] de altura por simplicidad.

Cada pila tendrá un talud de trabajo de 34°. Y su configuración de ubicación de una sobre otra se realizará con un desplazamiento tal que el ángulo que une la cresta de la pila inferior con la superior sea de 23°, ángulo correspondiente al talud de cierre.

El terreno donde se emplazarán las pilas tendrá una inclinación lateral de 2 % que ayudará al drenaje de las soluciones, y además tendrá una pendiente longitudinal de 3% para poder evacuar las soluciones.

Las canaletas de recolección entregarán las soluciones a una canaleta perimetral ubicada en la parte frontal de las pilas.

Las dimensiones finales de los Sectores son las siguientes:

Tabla 46: Dimensiones y Características de las pilas

SECTOR NO		SECTOR SO	
Largo (m)	92	Largo (m)	92
Altura (m)	13.5	Altura (m)	13.5
Ancho (m)	240	Ancho (m)	240
Número de módulos	56	Número de módulos	56
Ángulo talud final	23°	Ángulo de talud	23°
Área Basal	22.080	Área Basal	22.080

- Descripción de una Pila
 - *Finos de Protección:* Este material no deberá tener aristas vivas ni elementos perforantes. Se dispondrá una capa de 15 [cm] de espesor de material impermeable (limos- arcillas), material de granulometría fina que se obtendrá en las inmediaciones del sector.
 - *Base Impermeable:* Se utilizará una Geomembrana de Polietileno (HDPE), cuyo diseño permite su uso en condiciones expuestas, debido a que no posee aditivos o rellenos que puedan evaporarse y causar deterioro a medida que pasa el tiempo. Por otro lado, el HDPE es resistente al ataque de agentes químicos y a los rayos ultravioleta. Además de presentar bajísima permeabilidad actuando como barrera al paso de fluidos y gases; presentan alta fuerza tensible y rigidez.

Como conclusión, se tiene que la primera capa de HDPE será de 2 mm y las capas posteriores serán de 1,5 [mm]. Y de acuerdo a las características técnicas del material dadas por el fabricante, estos son capaces de soportar una columna de 21 [t/m²].

- *Tuberías de Drenaje:* Tuberías corrugadas y perforadas de HDPE, tipo Drenaflex, de 63 [mm] de diámetro, con una separación de 2 [m] cada una. Están destinadas a permitir una rápida evacuación de la solución una vez alcanzado el fondo de la pila. Evitan la inundación de la pila y permiten la inoculación de aire por las zonas inferiores.
- *Ripio de Protección:* Capa de granulometría homogénea, con aristas muertas, cuya característica es ser altamente percolante. Esta capa de 10 [cm] de grosor marcará el límite inferior en la descarga del mineral y repartirá las presiones sobre la tubería de drenaje.
- *Canaletas de Recolección:* La Canaleta Perimetral Longitudinal recibe las soluciones de las tuberías; pendiente de 3%, sección de 0,5 [m] de profundidad y 0,5 [m] de espejo de agua. Revestidas en polietileno HDPE de 1,0 [mm] de espesor; dentro de estas canales se ubican tuberías de drenaje de 110 [mm] de diámetro. Las Canaletas Perimetrales Frontales reciben las soluciones de las canaletas perimetrales longitudinales, a su vez envían las soluciones a los estanques de almacenamiento de soluciones para su posterior bombeo a Planta de Extracción por Solvente SX. La sección de estas canales es de 0,8 [m] de profundidad y 0,8 [m] de espejo de agua; dentro de estas se ubican tuberías de 160 [mm] de diámetro.
- *Anclajes:* Sectores de fijación de la base impermeable al terreno. Debe dejarse un espacio libre entre el pie del mineral y comienzo del anclaje (0,3 a 0,5 [m]), en caso de existir escurrimientos de solución por los taludes laterales.
- Sistema de Riego

El sistema de irrigación que se implementará será por aspersores tipo Xcel-Wobbler MA CMS, especialmente diseñado para la minería del cobre, recomendado para pH de soluciones ácidas de entre 0,5 y 3,0 y con una aspersion multinivel de 18° y boquilla N° 10 o N° 12. La tasa de riego será de 18,0 [l/h-m²] con un caudal aproximado de Q: 0,315 [l/s].

El proyecto contempla la instalación de 23 aspersores para una superficie de riego de 1.451 m² (70,57 x 20,57).

Potencia Instalada

En la siguiente tabla se aprecian la potencia instalada para el sistema de flujos del área de lixiviación, los requerimientos estarán dados por el sistema de flujo y bombeo.

Tabla 47: Requerimientos de Energía Sistema de Flujos

N°	Especificaciones	KW	HP
1	Bomba centrífuga tipo Worthington de acero inoxidable de 3" * 4", Caudal de 40 a 50 m3/h Altura de impulsión 20 m. Desde estanque de solución refinada (RF) de planta SX a riego de pila. Estatus de bomba: Operativa.	30	40
2	Bomba centrífuga tipo Worthington de acero inoxidable de 3" * 4", Caudal de 40 a 50 m3/h Altura de Impulsión 20 m. Desde estanque de solución refinada (RF) de planta SX a riego de pila. Estatus de bomba: Stand By reemplazo ítem	30	40
3	Bomba centrífuga tipo Worthington de acero inoxidable de 3" * 4" Caudal de 40 a 50 m3/h Altura de Impulsión 15 m. Desde Estanque N° 1 de solución de lixiviación (PLS) a planta SX. Estatus de bomba: Operativa alternada con ítem 4.	30	40
4	Bomba centrífuga tipo Worthington de acero inoxidable de 3" * 4". Caudal de 40 a 50 m3/h Altura de Impulsión 15 m). Desde Estanque N° 2 de solución de lixiviación (PLS) a planta SX. Estatus de bomba: Operativa alternada con ítem 3.	30	40
5	Bomba centrífuga tipo Worthington de acero inoxidable de 3" x 4". Altura de Impulsión Lugar en Estanque N° 3 Estatus de Bomba: Stand By (estanque para contingencias).	30	40
6	Bomba sumergible, de 3" x 4" portátil, Caudal Superior a 1.000 L/min. Estatus de Bomba: Stand By, uso contingencias.	37	50
TOTAL POTENCIA		187,0	250

Nº	Especificaciones	KW	HP
	NOTA: Presión salida bomba aprox. 100 -120 psi. Presión en aspersores aprox. 20 - 50 psi.		

Estanques del Proceso

Para las dimensiones de las piscinas o estanques de recolección se tiene presente la siguiente información:

Tabla 48: Inputs Estanques

Precipitación en el Sector Planta	200 Lt/m ² /año
Tasa de evaporación:	
Agua Quieta	6 l/m ² /día
Agua Forzada	18 l/m ² /hr
Caudal de PLS	47 m ³ /h
Tasa de Riego	18 l/m ² /hr
Humedad de abandono Pila	7%

Con esta información y sabiendo que la capacidad que se estimará se dividirá en 3 estanques, PLS1, PLS2 y contingencia, entonces las piscinas de PLS tendrán una capacidad de 7600 [m³] cada una y el estanque de contingencias tendrá una capacidad de 6200 [m³].

Las piscinas o estanques destinados para contener PLS tendrán 58 [m] ancho y una profundidad de 3 [m] con 1 [m] de pretil. El estanque de contingencias tendrá un largo de 100 [m], un ancho de 30 [m] y una profundidad de 3 [m]. Cada una de estas piscinas estará revestida con una geomembrana de HDPE, con un espesor de 1,5 [mm], la que será anclada en forma segura a la corona de las piscinas.

El estanque de contingencias podrá recibir parte de las soluciones circulantes en caso de que se tenga que detener la planta de SX, que falle alguna bomba o que se tengan que realizar mantenciones programadas. También servirá para recibir mayores flujos de solución en caso de precipitaciones.

Dichas piscinas se construirán semi-enterradas con muros perimetrales de tierra, contorneando las excavaciones efectuadas en terreno natural, para otorgar la capacidad de almacenamiento. El material que conformará los muros de tierra será de la misma excavación del sitio original, previo mejoramiento granulométrico y mecánico. Se dispondrán capas horizontales del material y se compactará de manera que se logre una

sección transversal de forma trapecial con taludes de 1 a 2,5 (V: H), tanto por el lado seco como por el lado húmedo.

La profundidad a excavar es de 2,0 [m] y la altura del muro de 1,3 [m], quedando una profundidad útil interior de 3,0 [m]. Lo anterior contribuirá además con la estética del sector, pensando que en la etapa de cierre se tendrá que cubrir estas áreas para mejorar la topografía.

Tabla 49: Dimensiones y Capacidad de Piscinas

Piscina	Dimensiones (m)	Capacidad (m ³)
Piscina Solución Intermedia (PLS 1)	58 largo x 58 ancho x 3 profundidad	7600 m ³
Piscina Solución Rica (PLS 2)	58 largo x 58 ancho x 3 profundidad	7600 m ³
Estanque de contingencias	100 largo x 30 ancho x 3 m profundidad	6200 m ³

Lo señalado anteriormente se grafica en la siguiente ilustración.

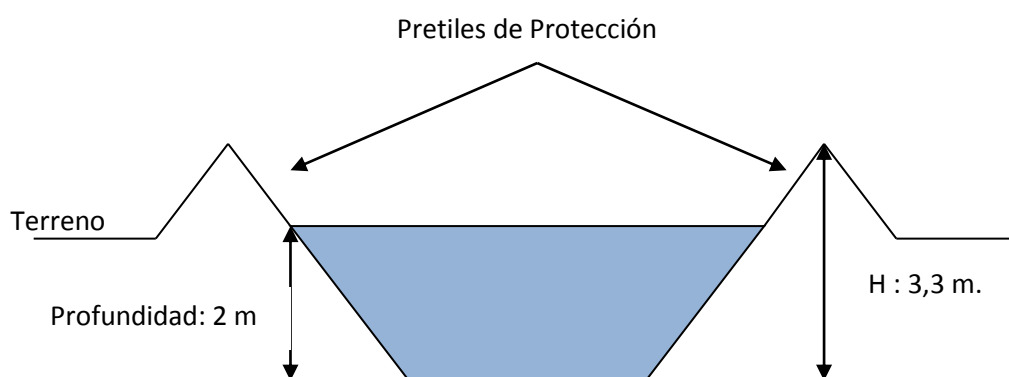


Ilustración 42: Dimensionamiento de las Piscinas, vista en elevación.

La disposición de las piscinas dentro del proyecto se puede apreciar en el Layout de la Planta, Ilustración 39.

Ripios de Lixiviación

Los ripios de lixiviación no se moverán del lugar de lixiviación, por lo que las dimensiones serán las mismas de las pilas. Sin embargo, se contempla en la etapa de plan de cierre, modificar el ángulo de talud de los ripios y su impermeabilización con una capa de arcilla de baja permeabilidad que se encuentra en las inmediaciones del sector.

Secuencia de Agotamiento de los Módulos

Como se dijo anteriormente, se espera una vida útil para el proyecto mínima de 10 años, es por eso que se diseñó un programa de producción tentativo que muestra la secuencia de agotamiento para las pilas de ambos sectores, el sector Noroeste (NO) y el sector Suroeste (SO).

La pila final estará conformada por 7 subniveles que una vez agotados serán cubiertos con una capa impermeable, como se indica en el plan de cierre. Cada subnivel se agotará completamente antes de comenzar con los módulos superiores.

En los primeros años se espera trabajar priorizando el sector NO, por lo que en el año 10 sólo se estará trabajando con las pilas del sector SO.

El primer año se agotarán las 8 pilas destinadas a producción del sector NO y 5 pilas del sector SO. Luego se procederá a compactar el terreno superior de las pilas para continuar con el nivel 2.

En el segundo año se esperan agotar 8 pilas del sector NO, mientras que en el sector SO se trabajarán las 3 pilas del primer nivel para completar la producción anual.

Para el año 3 al 7, se espera lograr la producción con la totalidad de las pilas del sector NO, y para el sector SO se tomarán las pilas faltantes para completar la meta.

Para el año 8, se estará trabajando solamente con las pilas del sector SO.

El último año, el sector SO abastecerá a las planta con las soluciones de las pilas remanentes en el sector, las 3 pilas faltantes del sexto nivel, y las últimas 8 pilas del séptimo nivel.

En la siguiente tabla se indica el Plan de Producción tentativo generado.

Tabla 50: Plan de Producción

Año	Nº pilas Sector (NO)	Nº pilas Sector (SO)	[t] NO	[t] SO	Tonelaje total
1	8	5	34.345	21.466	55.811
2	8	3	43.210	12.879	56.090
3	8	3	43.210	16.204	59.414
4	8	3	43.210	16.204	59.414
5	8	2	43.210	10.803	54.013

6	8	3	43.210	16.204	59.414
7	8	3	43.210	16.204	59.414
8	0	11	0	59.414	59.414
9	0	11	0	59.414	59.414
10	0	12	0	64.815	64.815
Total: 587.213 [t]					

Cumpliendo con este plan de producción se asegura que se cumplan las metas presupuestadas ya que se habrán procesado alrededor de 587.213 [t] de mineral.

Cabe destacar que en caso de ampliar la producción este programa se verá afectado.

Operación

Durante un período de 15 días de irrigación de solución de lixiviación, tanto el refino como el PLS1, se rocían sobre la superficie de los módulos. Normalmente, el PLS1 se usa para el primer período de irrigación de los módulos y el refino se usa para el resto del tiempo de lixiviación de los bloques. Sin embargo, en la práctica, el tiempo de cambio real de PLS1 a refino varía de un bloque a otro, debido a que todo el mineral de los bloques no es exactamente igual y algunos bloques pueden lixiviar más rápido que otros. El programa para pasar de una solución a la otra será determinado por el supervisor y por el personal metalúrgico, y podría modificarse en base a la experiencia y las condiciones actuales.

En condiciones de operación normales, se obtendrán regularmente muestras del mineral aglomerado que se esté depositando en cada módulo, en la planta de aglomeración. Las muestras se llevarán al laboratorio metalúrgico y serán lixiviadas bajo condiciones estándares. Los resultados de estas pruebas ayudan a los operadores, supervisores y personal metalúrgico a hacer todos los ajustes necesarios al ciclo de lixiviación.

Con el objetivo de controlar la operación general de manera eficiente, los supervisores y el personal metalúrgico prepararán planes mensuales y anuales que especificarán fechas de construcción y actividad de los módulos durante el período del plan. Esta información se usará para preparar un programa semanal que ayude a los operadores a programar su trabajo en terreno y que podrá este ser ajustado en el corto plazo en base a las condiciones del momento.

La operación correcta del sistema de distribución de la solución requiere una comunicación y cooperación estrecha entre los operadores de la sala de control y de terreno. Como regla general, cuando se alimente solución a una línea vacía, el operador en terreno deberá abrir completamente todas las válvulas de mariposa que vayan al módulo a lixiviar. Luego, el operador en terreno deberá abrir la válvula correspondiente de la línea principal de refino o de PLS, dependiendo de la solución. Este procedimiento ayudará a evitar una contrapresión excesiva en los colectores y en las líneas matrices secundarias permitiendo que escape el aire atrapado. Cuando la solución fluya en forma continua, el operador en terreno ajustará el flujo de solución. El procedimiento de operación normal será iniciar el flujo de solución hacia el nuevo módulo o a la nueva estación portátil de control de flujo antes de detener el flujo hacia el módulo o a la estación portátil de control de flujo en funcionamiento. Este procedimiento ayudará a evitar la formación de presión excesiva en los colectores y en las líneas matrices secundarias.

4.4.4. Etapa de Extracción por Solventes (SX)

El proceso de extracción por solventes, SX (del inglés Solvent Extraction), consiste en la extracción selectiva del cobre contenido en las soluciones de lixiviación mediante un solvente orgánico, para luego transferirlo a una solución pura y concentrada de sulfato de cobre, denominada electrolito rico.

La planta SX recibe la solución rica generada en la etapa de lixiviación en pilas de minerales de cobre. Esta solución se caracteriza por tener una baja concentración de cobre disuelto, junto con impurezas como el Fe, Cl, Al, Mn, Mg, Na y otros disueltos durante el proceso.

El objetivo del proceso SX es extraer selectivamente el cobre contenido en esta solución rica impura, mediante intercambio iónico entre la fase acuosa (solución rica) y el reactivo orgánico. Este reactivo es capaz de descargar el cobre en una etapa posterior del proceso a una solución de alta pureza, formando un electrolito apto para la cristalización.

El área de Extracción por Solventes (SX) estará compuesta por cinco equipos que se indican en la siguiente tabla.

Tabla 51: Descripción de Equipos Planta SX

ID	Equipo	Identificación
01	Dos mezcladores decantadores (los que poseen un agitador cada uno)	(MD-01 y MD-02)
02	Estanque de orgánico cargado	(100-TK-01),
03	Lavador de orgánico descargado (el que	(LV-01)

ID	Equipo	Identificación
	también se puede utilizar como mezclador decantador)	
04	Post decantador de refino	(PD-01).

El diseño de esta planta permite optimizar el proceso al ser comparada con una planta convencional, dado que la disposición de los equipos propone agilizar las zonas de operación y fusionar las etapas de extracción, lavado y recuperación.

Descripción del Circuito de la Planta SX

Al mezclador decantador 1 (MD-01) entra PLS proveniente del estanque de acumulación de PLS (300-TK-01) y orgánico semicargado desde el mezclador decantador 2 (MD-02), mientras que al mezclador decantador 2 (MD-02) ingresa orgánico descargado desde el lavador de orgánico descargado (LV-01) y semirefino desde el mezclador decantador 1 (MD-01). El PLS y el orgánico entran en contacto en ambos equipos y se produce la extracción del cobre proveniente desde el PLS, mediante el extractante (LIX 984 NI) que posee la solución de orgánico, el que permite que ocurra el proceso de extracción al momento de entrar en contacto ambas soluciones.

La extracción corresponde a una reacción de intercambio iónico entre el cobre y el orgánico, y su posterior separación de fases.

El orgánico cargado obtenido en la etapa de extracción se envía hacia el estanque de orgánico cargado (100-TK-01), el que permite la homogenización y la retención de la solución de acuoso remanente. El refino obtenido en la etapa de extracción pasa a un post decantador de refino (PD-01), en el que se recupera orgánico y se eliminan las impurezas (borras), El refino obtenido es enviado hacia la piscina de refino. El orgánico cargado en el estanque de orgánico cargado (100-TK-01) se envía a la planta de cristalización y el acuoso remanente se lleva hacia el mezclador decantador 1 (MD-01).

Antecedentes Generales de la Etapa de Extracción por Solvente

En esta etapa los parámetros más importantes que deben ser monitoreados son los relacionados con las fases orgánica y acuosa y sus circuitos. Las tablas que se presentan a continuación muestran un resumen de la información obtenida.

En la siguiente tabla se muestran algunos aspectos del circuito de las Fases en SX.

Tabla 52: Parámetros Relacionados a la Etapa de Extracción por Solvente

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
CAPACIDAD DE TRANSFERENCIA DEL REACTIVO	gCu/1*1%v	0,29
EFICIENCIA DE EXTRACCION ASUMIDA EN SX (Respecto Sol. rica y recirculación)	%	92
RELACION O/A EXTERNA EN EXTRACCION		1,00
CONTINUIDAD EN E-1		ACUOSA
RAZON O/A EN E-1 (Operacional)		0,83
CONTINUIDAD EN E-2		ORGANICA
RAZON O/A EN E-2 (Operacional)		1,20
CONTINUIDAD EN L-1		ACUOSA
RAZON O/A EN L-1 (Operacional)		0,91
CONTINUIDAD EN CR-1		ORGANICA

A continuación se muestran los valores esperados para las fases orgánica y acuosa a medida que circula en la etapa de SX.

Tabla 53: Circuito y Recirculación de Fases Orgánica y Acuosa

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
CAUDAL DE ORGANICO	m ³ /día	1008,19
CAUDAL DE SOLUCION RICA DE LIXIVIACION A ETAPAS DE EXTRACCION, PLANTA SX	m ³ /día	1008,19
RECIRCULACION ACUOSO EN E-1 (Diseño Práctico, Respecto al Nominal)	%	25,0
RECIRCULACION ORGANICO EN E-1 (Diseño Práctico, Respecto al Nominal)	%	14,0
RECIRCULACION ACUOSO EN E-2 (Diseño Práctico, Respecto al Orgánico)	%	25,0
RECIRCULACION ORGANICO EN E-2 (Diseño Práctico, Respecto al Nominal)	%	25,0
RECIRCULACION DE ELECTROLITO EN R-1 (Diseño Práctico, Respecto al Nominal)	%	130,0
ORGANICO EN ACUOSO (Diseño, Acuoso Cont.; Trasp. Acuosos E-1 a E-2 y L-1 a E-2)	ppm	100
ORGANICO EN ACUOSO (Diseño, Org. Cont.: Tr. Acuoso E-2 a P.D.Refino)	ppm	150
RETENCION DE ARRASTRES DE ORGANICO EN POST DECANTADOR DE REFINO	%	80
ACUOSO EN ORGANICO (Diseño, Acuoso Cont.: Trasp. Orgánico E-1 a Estanque y de L-1 a R-1)	ppm	100
ACUOSO EN ORGANICO (Diseño, Orgánico Cont.: Trasp. Orgánico E-2 a E-1 y de R-1 a E-2)	ppm	700
ARRASTRES DE ACUOSO A ESTANQUE DE ORGANICO (Cálculo pesimista, para continuidad orgánica)	l/día	10,19
ACUOSO DECANTADO EN ESTANQUE DE ORGANICO (RETORNO A MD-1)	l/día	85,7
FIERRO EN ACUOSO DECANTADO EN ESTANQUE DE ORGANICO	KgFe/día	0,05

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
CLORUROS EN ACUOSO DECANTADO EN ESTANQUE DE ORGANICO	KgCl- /día	0,07
ARRASTRES DE ACUOSO DESDE ESTANQUE DE ORGANICO	l/día	1,12

Por último en la siguiente tabla se puede apreciar el contenido y concentración de cobre esperado en SX a medida que se completa el circuito.

Tabla 54: Circuito y Concentración de Cobre en SX

PARÁMETRO	UNIDAD	VALOR
COBRE EN SOLUCION RICA Y OTRAS RECIRCULACIONES INTERNAS, A ETAPAS DE EXTRACCION EN SX	tCu/día	2,22
COBRE TRANSFERIDO AL ORGANICO DESDE SOLUCIONES EN ETAPAS DE EXTRACCION EN SX	tCu/día	2,06
EFICIENCIA DE EXTRACCION APARENTE EN SX (Respecto de concentraciones en PLS y refino a riego)	%	92
CONCENTRACION CALCULADA DE COBRE EN REFINO DE POZO A CONSUMOS (Ex SX diluido en Purga O.R.)	gCu/l	0,18
COBRE REMANENTE EN EL TOTAL DE REFINO DE SX	tCu/día	0,18
CONCENTRACION DE COBRE EN REFINO EX PLANTA SX	gCu/l	0,18
CONCENTRACION APROXIMADA DE COBRE DEL ORGANICO CARGADO EN PLANTA SX	gCu/l	2,93
CONSUMO DE REACTIVO, POR TONELADA DE PRODUCTOS DE COBRE (P.Esp. =0,94)	KgReact/tCu	0,97

Operación

Para asegurar que siempre haya un volumen adecuado de PLS con el correcto contenido de cobre para la planta de extracción por solventes (SX), el personal metalúrgico de la planta entregará un inventario de solución en forma regular (generalmente, semanal o mensualmente). Las anotaciones importantes de este inventario y el equilibrio de masa relacionado son los caudales de solución y los análisis químicos. Los caudales, tanto instantáneos como acumulativos en períodos de tiempo, son medidos y registrados por los flujómetros. Una responsabilidad importante del operador es anotar los caudales, según lo instruya el personal metalúrgico de la planta, anotándolo en la planilla de control de arrastre de orgánico.

4.4.5. Etapa de Cristalización (CR)

El área de cristalización (CR) y recristalización (RCR) se ubicará a continuación de la planta de extracción por solventes (SX).

Los equipos que constituirán el área de cristalización, se presentan a continuación.

Tabla 55: Equipos Etapa de Cristalización

ID	Equipo	Identificación
01	Dos Cristalizadores	(CR-01 y CR-02)
02	Estanque Mezclador de Solución Saturada	(200-TK-01)

Esta planta cuenta con un diseño de cristizador en el que se desarrolla la cristalización en dos etapas.

Primera Etapa de Cristalización

En esta etapa el orgánico cargado proveniente del estanque de orgánico cargado (100-TK-01), se mezcla con solución saturada en ácido sulfúrico, procedente del estanque mezclador de solución saturada (200-TK-01), de manera de descargar el orgánico cargado y promover el intercambio y generación de núcleos cristalinos. Éstos comienzan su crecimiento cristalino tridimensional, para luego precipitar rápidamente.

Segunda Etapa de Cristalización

Esta etapa se genera en el interior del equipo, en el cual comienza la segunda etapa de nucleación y crecimiento cristalino para finalmente precipitar el sulfato de cobre en grado industrial, además se evacúan las soluciones utilizadas en el proceso, el electrolito y orgánico con impurezas, mediante rebose.

El electrolito (solución saturada) es enviado hacia el estanque mezclador de solución saturada (200-TK-01) para luego ser reutilizado en los cristalizadores, mientras que el orgánico al post decantador de refino (PD-01).

Orgánico Recuperado Post Decantador de Refino

El orgánico recuperado es enviado al lavador de orgánico descargado (LV-01) y la solución ácida es llevada hacia el estanque mezclador de solución saturada (200-TK-01) para su reutilización.

Lavador Orgánico Descargado (LV-01)

Al lavador ingresa el orgánico descargado obtenido del post decantador de refinado (PD-01) y el agua de lavado proveniente del estanque agua de lavado (300-TK-04), en este equipo se desarrolla el lavado de orgánico descargado para retirar las impurezas contenidas, para luego ser enviado al mezclador decantador 2 (MD-02) y recirculado al proceso. La solución que se obtiene de este lavado es recirculada al estanque de agua de lavado (300-TK-04) para su reutilización.

Antecedentes Generales de Cristalización

Los antecedentes que se muestran en la tabla a continuación, son algunos de los valores esperados con respecto al contenido de cobre en esta etapa y el producto generado.

Tabla 56: Parámetros Relacionados con la Etapa de Cristalización

PARAMETRO	UNIDAD	VALOR
CAUDAL DE ELECTROLITO DESCARGADO CRISTALES A SX PARA FORMAR PULPA EN CR-1	m ³ /día	1008,19
CRISTALES POR CRISTALIZACION INTERNA EN SX, PARA PULPA DE RECRISTALIZACION	kgCr/día	6395,71
CONCENTRACION DE COBRE EN ELECTROLITO BOMBEADO A CR-1 DE PLANTA	gCu/l	52,27
COBRE CONTENIDO EN CRISTALES DESDE CR-1	tCu/día	1,63
COBRE TOTAL EN PULPA DE ELECTROLITO RICO DE CRISTALIZACION	kgCu/día	54759,84
CONCENTRACION DE COBRE DE ELECTROLITO DESCARGADO DILUIDO DE CRISTALIZACION	gCu/l	35,98

4.4.6. Etapa de Recristalización (RCR)

La recristalización, se ubica a continuación de la etapa de cristalización, está compuesta por los equipos que se señalan en la siguiente tabla.

Tabla 57: Equipos Planta de Recristalización

N°	Equipo	Identificación
01	Dos cristalizadores de disolución	(CRD-01 y CRD-02)
02	Dos recristalizadores	(RCR-01 y RCR 02)

El traspaso de los cristales de sulfato de cobre en grado industrial desde los cristalizadores hacia los cristalizadores de disolución se realizará mediante correas transportadoras.

Por su parte, el proceso de recristalización considera dos etapas.

Primera Etapa de Recristalización

En esta etapa se disuelven los cristales de sulfato de cobre que se encuentran en grado industrial obtenidos en la Cristalización utilizando agua caliente a una temperatura de 46°C proveniente desde el Estanque de Agua Caliente, caldera, formando una pulpa de sulfato de cobre, además la solución obtenida de agua caliente, ácido sulfúrico e impurezas es evacuada del equipo mediante rebose para luego ser recirculada hacia el circuito de agua caliente.

Segunda Etapa de Recristalización

Esta etapa consiste en la producción de cristales de sulfato de cobre en grado alimenticio, mediante la interacción entre la pulpa de cristales obtenida en los cristalizadores de disolución y el agua de enfriamiento a 15°C. En esta segunda etapa, la pulpa de sulfato de cobre obtenida en los cristalizadores de disolución es enviada a los recristalizadores, en los cuales se pone en contacto esta pulpa con agua de enfriamiento desde el estanque de agua industrial, para comenzar el proceso de nucleación y crecimiento cristalino, para la obtención de cristales de sulfato de cobre pentahidratado en grado alimenticio. Además, el diseño de este equipo permite recircular la solución de agua obtenida hacia los cristalizadores.

Luego, los cristales de sulfato de cobre obtenidos en los recristalizadores pasan a la etapa de secado, mediante correas transportadoras.

Antecedentes Generales Etapa Re-Cristalización

Los datos a entregar en la tabla siguiente, son los esperados en esta etapa. Se pueden observar la cantidad de cristales por litro de pulpa así como la cantidad de cristales esperada por día, etc.

Tabla 58: Parámetros Relacionados con la Etapa de Re- Cristalización

PARAMETRO	UNIDAD	VALOR
CAUDAL DE ORGANICO A RE-EXTRACCION CRISTALES	m3/día	1008,19
ELECTROLITO SATURADO RETENIDO EN TANQUES DE REFINACION PARA FORMAR PULPA	m3/día	30,65
COBRE EN ELECTROLITO SATURADO EN ESTANQUES DE PULPA A REFINACION	tCu/día	1,62
ACIDO LIBRE EN ELECTROLITO SATURADO EN ESTANQUES DE PULPA A REFINACION	tAc/día	4,66
VOLUMEN TOTAL DE PULPA INICIAL A TRATAMIENTO DE REFINACION	m3/día	33,44
CANTIDAD DE CRISTALES RECONSTITUIDOS, POR LITRO DE PULPA ENFRIADA	Crist.	0,09
CANTIDAD DE CRISTALES RECONSTITUIDOS, POR LITRO DE PULPA ENFRIADA	GrCrst.	213,58
CANTIDAD DE COBRE EN CRISTALES RECONSTITUIDOS	gCu-Crst	54,38
CRISTALES OBTENIDOS POR RE-CRISTALIZACION EN REFINACION	kgCrst/día	8099,85
VERIFICACION DE CANTIDAD DE COBRE CONTENIDA EN CRISTALES OBTENIDOS EN REFINACION	kgCu/día	2062,45
CALOR PARA CALENTAMIENTO DE PULPA INICIAL	Kcal/día	290586,46
CALOR RETIRADO PARA ENFRIAMIENTO Y RE-CRISTALIZACION DE LA PULPA	Kcal/día	855006,84

4.4.7. Etapa de Secado

El secado de los cristales de sulfato de cobre se realizará en operación batch, en una secador rotatorio, de alto rendimiento, resultando un material en entre 3 y 10% de humedad. Este rango de humedad depende del tiempo de residencia de los cristales en su interior, obteniéndose finalmente el producto requerido, sulfato de cobre pentahidratado en grado alimenticio. Para luego, pasar a la etapa final de envasado, mediante correas transportadoras.

Ahora bien, este secador permite temperaturas tales (360°C) que es posible la producción de sulfato de cobre monohidratado, por lo que su producción está sujeta a evaluación

4.4.8. Etapa de Envasado

El envasado se realizará en el buzón de envasado, por el cual se cargará el sulfato de cobre pentahidratado por la parte superior de éste, para luego envasar el producto en maxisacos de 1.200 kg por la parte inferior del equipo.

4.5. Obras Complementarias

En el siguiente apartado se presentan las obras complementarias asociadas al emplazamiento del proyecto. Estas se detallan a continuación.

4.5.1. Estanques de Agua

El proyecto instalará dos estanques de agua, los que se distribuirán dentro de las instalaciones de la siguiente forma.

- Estanque de Agua Uso Industrial: Corresponde a un estanque de 300 [m³] que se instalará aledaño a la planta de chancado.
- Estanque de Agua Potable: Corresponde a un estanque de 106 [m³] ubicado aledaño a las instalaciones sanitarias.

4.5.2. Estanque de Ácido Sulfúrico

Para abastecer la planta con ácido sulfúrico, este se obtendrá mediante modalidad de “puesto en planta”. El almacenamiento en la planta se realizará en dos estanques de 52 [m³] de capacidad. Este estanque cumplirá con la normativa ambiental aplicable, correspondiente a D.S 78/2009, del Ministerio de Salud.

Construidos con acero al carbono, cuentan con un foso o piscina de contención de derrames equivalente al 110% de la capacidad del estanque acumulador, impermeabilizado con carpeta HDPE de 1,5 [mm] de espesor más una carpeta de LPDE de 0,5 [mm] de espesor y entre ambas carpetas un geonet, todos materiales resistentes a ácidos a esas concentraciones.

4.5.3. Estanque de Combustible

Se instalará un estanque de combustible a objeto de almacenar el petróleo diesel a utilizar en la planta. Este estanque será de 14 [m³]. El recinto tendrá una losa de hormigón y un pretil de contención de derrames. Estará además debidamente señalizado con la señalética correspondiente, de acuerdo con la reglamentación que prohíbe fumar, indica apagar celulares, detener motor y advertencia de combustible inflamable. Se dotará el sector con dos extintores PQS de 6 [kg]. Además se mantendrá un tambor de 200 [lt] con arena a objeto de contener eventuales derrames. Se instruirá al personal involucrado sobre el derecho a saber y el manejo de las instalaciones.

4.5.4. Talleres de Mantenimiento

Se contará con un taller de mantenimiento de equipos de 160 [m²]. La ubicación de dicha instalación se aprecia en la Ilustración 39, Layout General de Instalaciones del Proyecto.

4.5.5. Obras de Arquitectura

Estas obras corresponden a las siguientes: Oficinas Administrativas, Casino, Laboratorio, Muestrera, Taller de Mantenimiento, Casa de Cambio Sanitarios y Duchas, Servicios Higiénicos y Portería.

4.5.6. Servicios Sanitarios

El Proyecto contará con baños y duchas que serán construidos en base a los estándares de gasfitería y normativa.

Por otro lado, como no se posee factibilidad de recolección de aguas servidas por el servicio público, se plantea implementar un sistema particular de red, mediante recolección y posterior depuración mediante el sistema “Filtro Tohá”, que trabajará de la siguiente manera:

- Sistema de Red de Alcantarillado Particular:

El sistema de recolección particular estará conformado por una red en cañerías de PVC, cámaras de inspecciones, desengrasadoras, corta jabón, y cámaras de redistribución según normativa sanitaria vigente (RIDDA).

- Sistema de Tratamiento

Las aguas servidas domiciliarias, confluirán a una Planta de Tratamiento de material certificada, que mediante procesos biológicos en base a lombrices, y posteriores cámara de luz ultravioleta, permitirán la depuración y desinfección para su re- utilización.

- Sistema de Reutilización de Aguas de Tratamiento

Una vez tratadas las aguas servidas domiciliarias, se dispondrán por gravedad dentro de estanques de acumulación herméticos, pudiendo ser utilizadas como riego, o bien en algún proceso industrial de la Planta.

4.6. Insumos o Suministros

En los siguientes literales se presentan los insumos asociados a los componentes unitarios de la planta de procesamiento y al proyecto en general.

4.6.1. Reactivos

- Extractante y Diluyente: Corresponden a los reactivos a utilizarse en el proceso de extracción por solvente, lixiviación y cristalización. En la siguiente tabla se presenta el consumo total los mismos.

Tabla 59: Consumo de Reactivos

Variables	Unidades	Diseño	Cantidad Anual
Extractante	L/mes	208	2.496 l
Diluyente	m ³ /mes	1,40	16.8 m ³

- Ácido Sulfúrico: Para definir las dosificaciones de ácido a utilizar a lo largo del proceso primero de deben revisar los consumos de éste de las pruebas metalúrgicas. Estos resultados se muestran a continuación

Tabla 60: Consumo de ácido pruebas metalúrgicas

Tasa Riego	0,3	
Diámetro Col.	4"	
H ₂ SO ₄ Curado	26 kg/t	
Granulometría	< 1/4 "	< 1/4 "
Día	Col 1	Col 2
0	0,00	0,00
1	0,22	0,25
2	0,41	0,43
3	0,92	0,94
4	1,18	1,18
5	1,20	1,32
6	1,48	1,59
7	1,76	1,83
8	2,00	2,06
9	2,27	2,28
10	2,51	2,50
11	2,79	2,69
12	2,87	2,75
13	2,99	2,80
14	3,21	2,95
15	3,38	3,10
16	3,57	3,24
17	3,76	3,38
18	3,94	3,52
19	4,10	3,66
20	4,28	3,83
21	4,50	4,00
22	4,67	4,14
26	4,84	4,28
27	4,89	4,27

Los datos del consumo de ácido se muestran de manera gráfica en la siguiente ilustración.

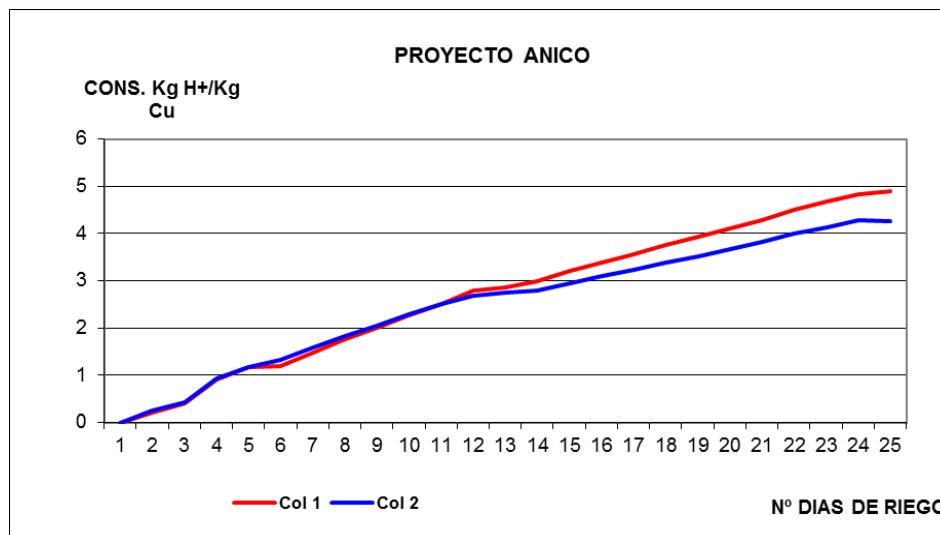


Ilustración 43: Consumo de ácido pruebas metalúrgicas

En base al consumo de ácido sulfúrico en las pruebas metalúrgicas, la cantidad de reactivo estimado por tonelada de mineral usado en los procesos como lixiviación y SX–CR–RCR, más el curado en la aglomeración (ver Tabla 61 para el detalle de dicho consumo) es:

$$1,47\% \text{ ley} * 10 * 80\% \text{ Rec}/100 * 6,25 = 73,44 \text{ [kg Ac/ t].}$$

Tabla 61: Requerimientos de Ácido Sulfúrico

Tasa Riego	0,3 L/m2/min								
Diam. Col.	4 pulgadas								
Granulometría	< 1/4 pulgada								
H ₂ SO ₄ Curado	26 kg/t								
Prueba	Recuperación cobre (%)			Consumo ácido (kg H ₂ SO ₄ /kg Cu extraído)			Consumo ácido - Recup Cu 80% (kg H ₂ SO ₄ /kg Cu extraído)		
	Solución	Cabeza - cola	Prom.	Curado	Riego	Total	Curado	Riego	Total
Columna 1	84,4	84,9	84,6	2,49	4,89	7,38	2,65	3,38	6,03
Columna 2	86,2	87,4	86,8	2,42	4,27	6,69	2,58	3,10	5,68
Promedio	85,29	86,16	85,72	2,46	4,58	7,03	2,62	3,24	5,86
Reposición Cristalización y Recristalización (kg H ₂ SO ₄ /kg Cu extraído)									0,3883
Compensación de consumo (kg H ₂ SO ₄ /kg Cu extraído)									0,0017
TOTAL (kg H₂SO₄/kg Cu extraído)									6,25

Consideraciones Generales sobre el Transporte de los Reactivos

- Ácido Sulfúrico: Se transportará en camiones que cuenten con las autorizaciones correspondientes, para el traslado de sustancias peligrosas, en particular lo indicado en el Decreto Supremo N° 298/1994 del Ministerio de Transporte y Telecomunicaciones “Reglamento del transporte de cargas peligrosas por calles y caminos públicos”. El almacenamiento se realizará de acuerdo a lo establecido en el Decreto Supremo N° 594/1999 del Ministerio de Salud, “Reglamento sobre las

condiciones sanitarias y ambientales básicas en los lugares de trabajo”, o la normativa específica que entre en vigencia. Los estanques estarán señalizados de acuerdo a la normas de riesgo NCh 1411/ 4 Of. 78 y NCh 2190.Of. 93. Marcas para la información de riesgos. La empresa con la que se trabajará es ENAMI.

- Diluyente: Se transportará en camiones que cuenten con las autorizaciones correspondientes, para el traslado de sustancias peligrosas, en particular lo indicado en el Decreto Supremo N° 298/1994 del Ministerio de Transporte y Telecomunicaciones “Reglamento del transporte de cargas peligrosas por calles y caminos públicos”.

El proyecto considerará el almacenamiento de diluyente por medio de un estanque que asegure al menos un día de producción, ya que los inventarios a mover serán descargados directamente en planta.

4.6.2. Agua Potable

El proyecto utilizará agua potable para los baños y duchas del personal, el suministro para estos efectos será provisto por medio de pozos. Actualmente se cuenta con la existencia de tres pozos, de los cuales uno está certificado por la SEREMI de salud para su potabilización, y los otros dos se encuentran en proceso de certificación.

Para la bebida, se proporcionará agua envasada por empresas autorizadas.

El proyecto cumplirá en lo que corresponda, con la normativa respecto a los sistemas de distribución de agua potable y en particular la Norma Chilena 409, sobre Calidad del agua para uso potable.

Se estima un consumo de agua de uso doméstico de 2.227 [m³/año] o 0,071 [l/s], teniendo en cuenta que trabajarán 61 personas en la planta, a un consumo diario de 100 [lt] los 365 días del año.

4.6.3. Agua Industrial

El agua industrial corresponde al agua obtenida de los pozos descritos anteriormente. La que será utilizada para la totalidad de los procesos de la Planta.

En la siguiente tabla se presentan los requerimientos de agua correspondientes a cada componente unitario de la planta hidrometalúrgica, teniendo en cuenta que: se tiene una producción de 250 [t] de sulfato de cobre mensual y un tonelaje anual de procesamiento de 60.000 [t], que se ocupan 90 [kg] de agua por tonelada procesada, que la humedad dinámica es del 8% y que el porcentaje de agua contenido en la molécula de sulfato es el 36,08%.

Tabla 62: Consumo de Agua

Proceso	Consumo anual (m³/año)
Humedad Aglomerado	5.400
Humedad Saturación	4.800
Humedad Dinámica Equivalente al PLS	20
Pérdidas por Evaporación Forzada en Ciclos de Riego	12.000
Consumo SX	4.943
Consumo CR: Agua de coordinación y cristalización sulfato de Cu	10,83
Consumo RCR	7.333
Consumo Total	35.579
Consumo de Agua Fresca	1,13 [L/s]

En primera instancia no se tiene considerado la recuperación de agua, excepto en el caso de el agua obtenida a través del lombrifiltro, que será empleada mayoritariamente para regadío de caminos y jardines.

4.6.4. Combustible

Los combustibles que serán requeridos en el Proyecto, corresponden a:

- Petróleo diesel grado A1, el cual se utilizará en el Generador Eléctrico,
- Propano para el horno de secado de los cristales de sulfato de cobre.

Por otro lado, se utilizará petróleo diesel para abastecer tanto la maquinaria liviana, como la maquinaria pesada.

Los antecedentes de consumo que se presentan a continuación corresponden al escenario inicial producción.

El consumo anual estimado para cada maquinaria liviana y pesada se aprecia en la tabla a continuación.

Tabla 63: Consumo de Petróleo Maquinaria

Maquinaria	Numero	Consumo Anual (Litro/año)
Maquinaria Liviana		
Camioneta Administración Planta	1	6.000
Camioneta Chancado, Aglomeración, Lixiviación	1	12.000
Camioneta SX – CR – Control Calidad – Control Metalúrgica	1	6.000
Compresor	1	15.000
Maquinaria Pesada		
Camiones	1	10.000
Cargador Frontal	1	5.867
Retroexcavadora Apoyo operación	1	12.000
Motoniveladora	1	12.000
Excavadora	1	12.000
TOTAL	9	90.867
Consumo por Tonelada de Mena Procesada	1,514 L/t	

4.6.5. Aire Comprimido

El proceso de producción de la Planta SX/CR/RCR requiere de aire comprimido. Este se obtendrá de un compresor de aire de 200 [pies³/min] y 120 psi.

4.6.6. Energía eléctrica y potencia instalada

El proyecto contempla la construcción de una nueva línea de 23 [kV] que permita la conexión entre la generación del proyecto Canela Baja distante a 5,6 [km], y el punto de entrega de la energía suministrada por la Cía. Eléctrica CONAFE S.A.

Asimismo, el proyecto cumplirá con lo establecido en el Decreto Supremo N° 138 del Ministerio de Salud: Declaración de Emisiones de Contaminantes Atmosféricos.

En la Tabla 15 se presentan las potencias contempladas para cada componente unitario del Proyecto, tomando en cuenta 30 días al mes y sus respectivas horas de uso: 8, 12 ó 24

Tabla 64: Requerimientos Energía Planta

AREA	POTENCIA NOMINAL		CONSUMO ESTIMADO	
	kW	HP	kWh/mes	kWh/año
Chancado	290,0	389	104.400	1.270.200
Curado y aglomerado	29,0	39	10.440	127.020
Lixiviación - alimentación a SX	187,0	251	134.640	1.638.120
Extracción por solvente	126,1	169	90.768	1.104.338
Cristalización	15,2	20	10.909	132.728
Recristalización	9,5	13	6.840	83.220
Mantenimiento	24,0	32	17.280	210.240
Secado	6,0	8	4.320	52.560
Administración Mina y Planta	19,0	25	4.560	55.480
Total	705,7	946	384.157	4.673.906

Se dispondrá de dos generadores de 350 [kVA] que abastecerán los requerimientos de las unidades que trabajan en forma continua, como son Planta SX, Cristalización, Recristalización y Sistemas de Control, mientras se establece un abastecimiento continuo por parte de CONAFE, ya que el consumo de la planta excede por el momento la capacidad de la red del lugar.

5. EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONOMICA

5.1. Introducción

Para una Evaluación Económica en conjunto del complejo Planta – Minas, es necesario definir un sinnúmero de parámetros como consumos, costos, inversiones, etc.

Es claro ver, que debido a la naturaleza del proyecto y a las distintas partes que lo conforman, lo más importante de esta evaluación es la descripción fiel de la Planta Puerto Oscuro, pues es intensiva en casi la totalidad de los puntos que a continuación se detallan.

Se evaluará el proyecto con mineral proveniente de la mina Anico y mineral comprado a terceros, siendo esta evaluación escalada en función del porcentaje de mineral que se comprará.

Consecuentemente, se tienen los siguientes puntos a tratar.

5.2. Tarifa de compra

Debido que se comprará más del 50% del mineral a tratar, entonces es necesario definir una tarifa de compra que permita ordenar y escalar los montos a pagar por tonelada de mineral según el % de ley de Cu.

Para definir estos montos se tomó como base a la tarifa ENAMI, considerando que Sulfatos Chile pagará a lo más un 85% de ella y aplicará un tipo de cambio de 485 \$/USD. El precio del cobre considerado fue de 3.5950 [USD/Lb Cu].

Las bases para la elaboración de esta tarifa se definen a continuación.

Tabla 65: Bases calculo tarifa compra mineral

BASES TARIFAS COMPRA MINERAL ENAMI A TERCEROS						
Cobre Base 2,5% ley Cu						
Base	Escala			Cobranza		Ajuste ácido
\$/t 50.076	USD/t 1%	\$/t 1%	\$/t 0,1%	Crédito tar indiv.		\$/((0,1%Cu-1kg Ac/kgCu rec)
USD/t 103,25	51,78	25.113	2511,3	\$/t 1%	\$/t 0,1%	73,44
				850	85	

Se debe destacar que Sulfatos Chile comprará minerales con leyes inferiores a la ley de corte ENAMI, es decir, leyes menores a 1,5% de Cu que normalmente van a

panteón, puesto, como se explicó en capítulos anteriores, ese es principalmente el nicho del proyecto.

Tomando en cuenta un espectro de leyes desde 0,5% hasta 2,5% de Cu, se calcularon las siguientes tarifas para la compra de mineral.

Tabla 66: Tarifa de compra Sulfatos Chile

TARIFAS COMPRA MINERAL A TERCEROS						
Ley %	Finos por t de mx, t/mes	Costo compra mineral USD/t	Costo compra mineral \$/t	Costo beneficio mineral \$/t	Costo total mineral \$/t	Costo total mineral USD/t
2,50	0,025	87,76	50.076	24.633	74.709	154,04
2,40	0,024	83,07	47.400	24.633	72.033	148,52
2,30	0,023	78,38	44.724	24.633	69.357	143,00
2,20	0,022	73,69	42.047	24.633	66.680	137,49
2,10	0,021	69,00	39.371	24.633	64.004	131,97
2,00	0,02	64,31	36.695	24.633	61.328	126,45
1,90	0,019	59,62	34.018	24.633	58.651	120,93
1,80	0,018	54,93	31.342	24.633	55.975	115,41
1,70	0,017	50,24	28.666	24.633	53.299	109,89
1,60	0,016	45,55	25.989	24.633	50.622	104,38
1,50	0,015	40,86	23.313	24.633	47.946	98,86
1,40	0,014	36,17	20.637	24.633	45.270	93,34
1,30	0,013	31,48	17.960	24.633	42.593	87,82
1,20	0,012	26,79	15.284	24.633	39.917	82,30
1,10	0,011	22,10	12.608	24.633	37.241	76,79
1,00	0,01	17,41	9.931	24.633	34.564	71,27
0,90	0,009	12,71	7.255	24.633	31.888	65,75
0,80	0,008	8,02	4.579	24.633	29.212	60,23
0,70	0,007	3,33	1.902	24.633	26.535	54,71
0,60	0,006	--	--	24.633	--	--
0,50	0,005	--	--	24.633	--	--

5.3. Inversión

5.3.1. Inversión Mina

En base a los equipos descritos en el ítem 3.7, y junto a obras a realizar en las inmediaciones de la mina, se estimaron las inversiones que se describen a continuación.

Tabla 67: Resumen inversiones mina Anico

INVERSIONES MINA ANICO								
		ADQUISICION (ADQ)				TOTAL	Valor Venta Final	
AREA 100 - MINA		#	UNIDAD	Valor Unitario		Total	ADQ + MONT (US\$)	
EQ	DESCRIPCION DE EQUIPOS			\$	US\$	US\$		
	Cargador Frontal (Vol. Balde 3 m3), usado < 5años	1	c/u	25.000.000	51.546	51.546	51.546	10.309
	Excavadora nueva	1	c/u	60.000.000	123.711	123.711	123.711	37.113
	Camión usado < 5 años	4	c/u	25.000.000	51.546	206.186	206.186	
	Compresor	1	c/u	7.500.000	15.464	15.464	15.464	4.639
	Perforadoras Livianas	3	c/u	2.000.000	4.124	12.371	12.371	2.474
	Pañol / Polvorin	1	c/u	1.800.000	3.711	3.711	3.711	742
	Implementación para compresor (manguera)	1	c/u	2.000.000	4.124	4.124	4.124	
	Camioneta	1	c/u	12.000.000	24.742	24.742	24.742	4.948
	Estanques	1	c/u	100.000	206	206	206	103
	Containers administración, comedor, dormitorio	3	c/u	1.500.000	3.093	9.278	9.278	1.856
	Infraestructura	1	Gl	4.000.000	8.247	8.247	8.247	1.649
TOTAL AREA 100						459.588	459.588	63.835

5.3.2. Inversión Planta

Es claro ver que la sección mas intensiva es la del transporte puesto la compra de camiones se lleva casi el 50% de la inversión total.

Para todas las áreas que componen la planta se calculó el gasto en que se incurre debido a inversiones, de esto se desprende que el área que posee una mayor inversión es el de las disciplinas mecánicas, piping y civil, con un total de USD 659.375, le siguen el área de chancado con un total de USD 431.134 y el área de lixiviación con USD 356.207.

El total de las inversiones planta asciende a USD 3.428.688, de los cuales USD 136.701 corresponden a gastos en edificios y oficinas, como administración, laboratorio de muestrera y mantención.

A continuación se presenta el detalle de las inversiones planta por área.

Tabla 68: Inversiones Planta Puerto Oscuro

INVERSIONES PLANTA PUERTO OSCURO																	
		ADQUISICION (ADQ)				MONTAJE (MONT)								TOTAL	Valor Venta Final		
AREA 000 - GENERAL (edificios y oficinas)		#	UNIDAD	Valor Unitario		Total	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	US\$
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS			\$	US\$	US\$	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)			
	Oficina administración general (tipo container)	1	c/u	1.800.000	3.711	3.711			1.113					1.113	4.825	334	
	Oficina administración mina planta (tipo container)	1	c/u	1.800.000	3.711	3.711			1.113					1.113	4.825	334	
	Edificio casa cambio, duchas, sanitarios - (Construcción)	1	c/u	20.000.000	41.237	41.237			12.371					12.371	53.608	3.711	
	Edificio laboratorio químico y muestra (tipo container)	2	c/u	1.800.000	3.711	7.423			2.227					2.227	9.649	688	
	Oficina mantención general mina y planta (tipo container)	1	c/u	1.800.000	3.711	3.711			1.113					1.113	4.825	334	
	Galpón mantención general (mina y planta)	1	c/u	10.000.000	20.619	20.619			6.186					6.186	26.804	1.856	
	Camioneta administración	1	c/u	12.000.000	24.742	24.742			7.423					7.423	32.165	2.227	
TOTAL AREA 000						105.155			31.546					31.546	136.701	9.464	
TOTAL																	
AREA 200 - CHANCADO Y AGLOMERADO		#	UNIDAD	Valor Unitario		Total	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	US\$
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS			\$	US\$	US\$	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)			
	Planta Chancado (equipo usado para 12,5 m3/hr @ densidad igual 2 = 25 TMS/Hr @ 8 hr/día igual 200 TMS/día @ 30 días/mes @ 12 meses/a)	1	c/u	60.000.000	123.711	123.711			37.113					37.113	160.825	37.113	
	Overhall planta chancado	1	c/u	12.000.000	24.742	24.742			7.423					7.423	32.165		
	Chancador cono usado	1	c/u	15.000.000	30.928	30.928			9.278					9.278	40.206	9.278	
	Sistema de humectación de polvo (sist. Chem-jet)	1	c/u	10.000.000	20.619	20.619			6.186					6.186	26.804	6.186	
	Sistema de traspaño a aglomerado (cintas transportad)	1	c/u	10.000.000	20.619	20.619			6.186					6.186	26.804	6.186	
	Tambor aglomerador	1	c/u	10.000.000	20.619	20.619			6.186					6.186	26.804	6.186	
	Cargador Frontal (Vol. Balde 2 m3), usado < 5 años	1	c/u	20.000.000	41.237	41.237			-					-	41.237	4.124	
	Camión tolva capacidad 10 m3, usado < 5 años	1	c/u	25.000.000	51.546	51.546			-					-	51.546	5.155	
	Retroexcavadora doble tracción grande (Vol. Balde 1m	1	c/u	12.000.000	24.742	24.742			-					-	24.742	2.474	
TOTAL AREA 200						358.763			72.371					72.371	431.134	76.701	
TOTAL																	
AREA 300 - LIXIVIACION		#	UNIDAD	Valor Unitario		Total	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	US\$
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS			\$	US\$	US\$	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)			
	CALCULO BASE PARA 1 HECTAREA DE RIEGO																
	Aspersores tipo gubler	150	c/u	2.500	5,2	773			-					-	773		
	Cañería HDPE 63 mm PN4	1.500	m	3.000	6,2	9.278			-					-	9.278	927.8350515	
	Cañería HDPE 110 mm PN6 (para matriz)	300	m	4.500	9,3	2.784			-					-	2.784	278.3505155	
	Cañería HDPE 160 mm PN10 (para matriz)	200	m	5.500	11,3	2.268			-					-	2.268	226.8041237	
	HDPE 1 mm para confección pilas	15.000	m²	1.200	2,5	37.113			-					-	37.113		
	Drenaflex 160 mm (tubos perforados)	1.000	m	1.600	3,3	3.299			-					-	3.299	329.8969072	
	Drenaflex 63 mm (tubos perforados)	2.000	m	1.000	2,1	4.124			-					-	4.124	412.371134	
	Otros implementos (válvulas, uniones, etc)		c/u		0,0	0			-					-	0		
	Total Base 1 Ha				59.639										59.639		
	Implementos para 3 Ha de Pilas Lix.	3	c/u		59.639,2	178.918			-					-	178.918		
	Estanque soluciones (PLS)	1.090	m³		0,0	0	40	120.000	247	9.897	120	5.000	10	1.237	11.134	2226.804124	
	Estanque soluciones (intermedia)	1.090	m³		0,0	0	40	120.000	247	9.897	120	5.000	10	1.237	11.134	2226.804124	
	Membrana HDPE 1mm espesor para estanque PLS	1.463	m²	1.400	2,9	4.222			-					-	4.222		
	Membrana HDPE 1mm espesor para estanque Intern.	1.463	m²	1.400	2,9	4.222			-					-	4.222		
	Movimiento tierra Excavación + transpote (Est. PLS)	1.090	m³	2.500	5,2	5.619			-					-	5.619		
	Movimiento tierra Excavación + transpote (Est. Intern)	1.090	m³	2.500	5,2	5.619			-					-	5.619		
	Bomba centrífuga para impulsión soluciones desde Lix.	4	c/u	4.000.000	8.247,4	32.990			-	128	5.000	10	1.320	1.320	34.309	9896.907216	
	Retroexcavadora doble tracción grande (Vol. Balde 1m	1	c/u	12.000.000	24.742,3	24.742			-					-	24.742	7422.680412	
	Camión tolva capacidad 10 m3, usado < 5 años	1	c/u	25.000.000	51.546,4	51.546			-					-	51.546		
	Camioneta	1	c/u	12.000.000	24.742,3	24.742			-					-	24.742		
TOTAL AREA 300						332.619								23.588	356.207	23.948	
TOTAL																	
AREA 400 - EXTRACCION POR SOLVENTES		#	UNIDAD	Valor Unitario		Total	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	US\$
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS			\$	US\$	US\$	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)			
400-MB-001	Mezclador principal (E-1, E-2, E-3, L)	4	c/u														
400-MB-002	Agitador bomba completo	4															
400-DC-003	Decantador (E-1, E-2, E-3, L)	4															
400-CO-004	Coalescedores de orgánico	2															
400-PR-005	Postdecantador refino	1															
400-TW-006	Estanque agua de lavado orgánico	1															
400-BO-007	Bomba de orgánico	2															
400-BB-008	Bomba de succión de borras	1															
400-IE-009	Inventario de extractante	1															
400-IS-010	Inventario de solvente	1															
400-RO-011	Redes de orgánico, PLS	3															
400-RA-012	Redes de refino	1															
400-ME-013	Montaje de equipos	1															
400-TE-014	Tablero eléctrico	1															

ÁREA 500 - CRISTALIZACIÓN Y RECRISTALIZACIÓN		#	UNIDAD	Valor Unitario		Total US\$	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS			\$	US\$		Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)	Nº Horas	Valor Hr (\$)	Valor Hr (US\$)	Costo (US\$)			
500-MZ-001	Mezclador CR1, CR2, CR3	3															
500-AG-002	Agitadores	3															
500-CR-003	Decantador CR1, CR2, CR3	3															
500-PD-004	Postdecantador de OD	1															
500-EO-005	Estanque de orgánico descargado	2															
500-EE-007	Estanque de seguridad de electrolito	2															
500-BO-008	Bomba de orgánico	2															
500-BP-009	Bomba de pulpa	4															
500-LC-010	Lavador de cristales	2															
500-CE-011	Centrifuga canasto	1															
500-CA-012	Compresor	1															
500-SE-013	Balanza pesaje maxisacos	1															
400-RO-014	Red de orgánico cargado	1															
500-CA-015	Red de electrolito saturado	1															
500-CA-016	Red de pulpa	1															
400-FD-017	Montaje de equipos	1															
400-FD-018	Tablero eléctrico	1															
SERVICIOS AREAS 400 - 500 - 600																	
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS	#	UNIDAD	Valor Unitario		Total US\$	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	
600-TA-001	Estación de ácido	2															
600-RA-003	Redes de ácido	1															
600-RW-004	Redes de agua	1															
600-PA-005	Estanque de agua	2															
TOTAL AREA 400 - 500 - 600		1,26	GI	547.589.250	1.129.050	1.419.073									1.419.073	354.768	
AREA 700 - DISCIPLINA AREAS 400 - 500 - 600																	
Nº EQUIPO	TIPO DE DISCIPLINA	#	UNIDAD	Valor Unitario		Total US\$	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	
	mecánica	1	GI			165.530									-	165.530	
	Piping planta	1	GI			49.080									-	49.080	
	Civil	1	GI			444.765									-	444.765	
TOTAL AREA 700						659.375										659.375	42.039
AREA 800 - LABORATORIO QUIMICO Y MUESTRERA																	
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS	#	UNIDAD	Valor Unitario		Total US\$	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	
	Equipamiento lab. Químico y muestrera	1	GI			89.560									-	89.560	
TOTAL AREA 800						89.560										89.560	26.700
AREA 900 - ELECTRICIDAD Y POTENCIA																	
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS	#	UNIDAD	Valor Unitario		Total US\$	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	
	Línea 110 KV (Existe)	0,5	Km	14.310.000	29.505	14.753				5.901					5.901	20.654	
	Subestacion Faena (1,5 MVA)	1,0	GI	18.550.000	38.247	38.247				15.299					15.299	53.546	
	Distribución @ 1,5 MVA (Media Tensión)	1,0	GI	19.875.000	40.979	40.979				16.392					16.392	57.371	
	Distribución @ 1,5 MVA (Canalizaciones)	1,0	GI	29.812.500	61.469	61.469				24.588					24.588	86.057	
	INSTRUMENTACION Y CONTROL	1,0	GI	18.550.000	38.247	38.247				15.299					15.299	53.546	
TOTAL AREA 900						193.696				77.478					77.478	271.174	41.389
AREA 1000 AGUA INDUSTRIAL - Pozo profundo para captación agua																	
Nº EQUIPO	DESCRIPCION DE EQUIPOS	#	UNIDAD	Valor Unitario		Total US\$	SERVICIOS EXTERNOS				HORAS HOMBRE				Total Montaje (US\$)	ADQ + MONT (US\$)	
	Sondaje + tubería + gravas	100,0	m	240.000	495	49.485										49.485	240
	Motor + Bomba	1,0	c/u	5.000.000	10.309	10.309										10.309	3092,783505
	Cañería HDPE 160mm PN10	500,0	c/u	5.500	11	5.670										5.670	
TOTAL AREA 1000						65.464										65.464	3.333
TOTAL AREAS 000 - 100 - 200 - 300 - 400 - 500 - 600 - 700 - 800 - 900 - 1000						3.223.705									204.984	3.428.688	578.343

Para revisar en detalle la inversión de las áreas 700 y 800 revisar Anexo F

5.3.3. Inversiones Generales

Las inversiones generales se separan principalmente en dos partes, el área de ingeniería planta y el área de Mina, siendo esta la más intensiva con una inversión de USD 183.000, mientras que la inversión en ingeniería asciende a USD 120.000.

Tabla 69: Inversión Gastos Generales Proyecto Anico

INVERSIONES GG PROYECTO										
	PARAMETROS :		Incluye gastos de internación, seguros y Fletes si corresponde Costo M.(10 US\$/hr Incluye costos unitarios ponderados por diferentes clases utilizadas. 200 TPD							
COD	MATERIA	Unidad	ADQUISICION			CONSTRUCCION Y MONTAJE			TOTAL INVERSION (US\$)	
			Cantidad	(US\$)		HORAS HOMBRE		COSTO (US\$)		
				Unitario	Total	Rendimiento	Total	Unitario	Total	
14	GASTOS DE INGENIERIA				-		0	10	-	-
	Ingeniería de detalles Planta & Infraestructura	hh	1		-	2.000	2000	45	90.000	90.000
	Otras Asesorias (Planos as built, Inspecciones, etc)	GL	1	15.000	15.000		0	10	-	15.000
	Ingeniería de Procesos / Marketing	GL	1	15.000	15.000		0	10	-	15.000
15	GASTOS PROPIOS MINERA ANICA				-					-
	Adquisición Terreno Proyecto - Movimiento servidumbre	GL	1	80.000	80.000		0	10	-	80.000
	Pilotajes, Mecánica de Suelos, Otros Estudios	GL	1	40.000	40.000		0	10	-	40.000
	Permisos	GL	1	33.000	33.000		0	10	-	33.000
	Legales, Administracion @ 10.000 US\$/mes	GL	1	30.000	30.000		0	10	-	30.000
					-		0	10	-	-
16	CONTINGENCIAS (10%)	GL	1		21.300		0	10	-	21.300
					-					-
					234.300		2.000		90.000	324.300

5.3.4. Resumen de inversiones

A pesar de que el Proyecto Anico pertenece a la Pequeña Minería, dado el grado de tecnicismo y tecnología utilizado en él su monto de inversión es relativamente alto con respecto a proyectos semejantes.

Habiendo ya definido las inversiones de todos los ítems del Proyecto, se elaboró un resumen de todas las inversiones a realizar. De este se desprende que el Área mas intensiva en cuanto a inversión es el Área de la Planta de tratamiento mismo de mineral, que incluye los procesos de LX-SX-CR y RC con un gasto total de USD 2.504.646, que representa mas del 50% de la inversión, USD 4.191.276, lo cual es evidente debido a que es la base del proyecto.

La tabla a continuación resume de las inversiones del Proyecto.

Tabla 70: Resumen de Inversiones

INVERSIONES ESTIMADAS PROYECTO ANICO				
AREA	PARTIDA	ITEM	Partida	SUB-TOTAL
			USD	USD
MINA				459.588
CHANCADO	EXTRACCION MINERAL	Equipos Carguío y transferencia	459.588	
	CHANCADO CURADO AGLOMERADO	Planta chancado Equipos	431.134	431.134
LIXIVIACION	APILAMIENTO	Equipos Geomembrana Drenajes Otros	356.207	356.207
PLANTA DE BENEFICIO				2.504.646
	PLANTA DE BENEFICIO (SX – CR – RCR)	General Planta SX - Crist. Disciplina Mecánica Piping planta Disciplina Civil Electricidad y potencia & Control Agua industrial Laboratorio químico y muestrera	1.419.073 165.530 49.080 444.765 271.174 65.464 89.560	
GENERAL INDIRECTOS	GENERAL INGENIERIA GASTOS PROPIOS MINERA ANICA	Edificios y oficinas Ing. Detalles y Estudios Legales, Permisos y otros	136.701 120.000 183.000	439.701
Sub-total		Sub-total	4.191.276	4.191.276
Imprevistos (%)	Conforme a nivel del Estudio	20% -10%	838.255	-419.128
TOTAL INVERSION			5.029.531	3.772.148
Capital de Trabajo			1.310.209	1.310.209
TOTAL Flujo Capital		TOTAL	6.339.740	5.082.357
Recuperación de Valor Residual	Equipos y Tubería	30% equipos - 10% materiales recuperados	719.275	719.275

5.4. Costo Operación

5.4.1. Análisis Mina

a) Mano de Obra

Para definir los costos debidos al personal, es necesario primero definir los sueldos que recibirán los trabajadores, así como también, los costos que se incurren por parte de la empresa en cuanto a su mantención, vacaciones, etc.

Para el detalle de los sueldos ver Anexo G.

Por otra parte se deben definir claramente los turnos trabajados diarios, por área, y la cantidad de personas que trabajarán por área.

Se estima que la Mina contará con 18 personas en total, a cargo de los distintos componentes unitarios. Por cada turno se estiman 9 personas. Los turnos corresponderán a un régimen de 7 x 7 con 12 [hr] de trabajo.

A continuación se describen los puestos de trabajo de las áreas de la Mina Anico, así como también la cantidad de personas por el puesto.

Tabla 71: Costo Mano de Obra Mina

MANO DE OBRA			
AREA MINA: EXTRACCION DE MINERAL			
OPERACIÓN	N° Personas	USD/pers./Año	USD/Año
PERFORACION Y TRONADURA			
Perforistas	4	14.360	57.439
Ayudante	4	13.631	54.524
Total P&T	8	13.995	111.963
EXTRACCION Y CARGUIO			
Operador cargador frontal	2	18.025	36.049
Operador excavadora y/o buldócer	2	13.631	27.262
Total C	4	15.828	63.311
MINERAL			
Seleccionadores de mineral	4	13.631	54523,753
Total Mx	4	13.631	54523,753
Subtotal M.O.	16	14.362	229.798
Jefe Mina	2	23.595	47.191
Total Mano Área Mina	18	15.388	276.989
COSTO MO AREA MINA		USD/t	4,62

b) Energía Eléctrica

Debido a la poca cantidad de equipos con que se trabajará en la mina y para trabajar con datos duros de consumo energético se usará el consumo real que poseía el área mina de la mina Lo Aguirre, dato obtenido desde base de datos en poder de Sulfatos Chile.

Tabla 72: Consumo energético Mina Anico

AREA	POTENCIA NOMINAL		CONSUMO ESTIMADO		N° horas por día	Costo USD/año
	kW	HP	kWh/mes	kWh/año		
Mina	15,0	20,1	5.400	65.700	12	8.128

c) Agua

El consumo de este insumo es de 328,5 [m³/año] (0,010 l/s) de agua domestica debido a las 9 personas que trabajarán por turno y de 750 [m³/año] industrial debido a la maquinaria con que se contará. La valorización del m³ con que se trabajó fue de 0,43 USD @ 1 t/m³.

d) Operaciones

En función de los datos entregados en este capítulo y en el ítem 3.7 “Ciclos, rendimientos y equipos a utilizar” se construyeron tablas con los costos mina en función de sus operaciones unitarias.

Las tablas a continuación muestran el costo por operación carguío, perforación, transporte, y tronadura respectivamente.

En cuanto a los Costos por Operación Unitaria, una vez definidos los parámetros se llegó a los resultados que se muestran a continuación, es claro ver que el costo mas intensivo es el del transporte, esto debido a que la mina se encuentra bastante lejos (42 [Km]) de la Planta de Beneficio.

Tabla 73: Costo perforación

COSTO OPERACIÓN PERFORACION		
Costo Combustible	1,2	USD/mtb
Costo Mantenimiento	0,6	USD/mtb
Costo Aceros	8,93	USD/mtb
Costo Lubricantes	0,65	USD/mtb
Costo Operación por mb	11,4	USD/mtb
COSTO PERFORACION	3,23	USD/t

Tabla 74: Costo carguío

COSTO UNITARIO DE CARGUÍO							
Rendimiento						100,76	
	Factor 1		Factor 2		Factor 3		COSTO
	Valor	Unid.	Valor	Unid.	Valor	Unid.	
Mantenición y Reparación	2,10	USD/hr					2,10
Combustible	1,32	USD/lt	30	lt/hr			39,59
Lubricantes	2,14	USD/lt	0,46	lt/hr			0,98
Imprevistos					5%	%	3,16
TOTAL COSTO PROPIO							45,83
							USD/t
Costo Carguío	Propio						0,45

Tabla 75: Costo transporte

COSTO UNITARIO DE TRANSPORTE							
Rendimiento						7,60	
	Factor 1		Factor 2		Factor 3		COSTO
	Valor	Unid.	Valor	Unid.	Valor	Unid.	
Mantenición y Reparación	1,05	USD/hr					1,05
Neumáticos	3,78	USD/hr					3,78
Combustible	0,95	USD/lt		lt/hr			23,75
Lubricantes	0,50	USD/hr	25				0,50
Imprevistos					5%		1,45
TOTAL COSTO PROPIO							30,53
							US\$/t
Costo transporte	Propio por camión						4,02
Costo Total transporte	Propio						16,06

Tabla 76: Costo tronadura

COSTO OPERACIÓN TRONADURA		
Explosivo	2	USD/tiro
Accesorios	17	USD/tiro
Equipos	0,96	USD/tiro
Reducción Sec.	0,17	USD/tiro
Costo Tronadura	20	USD/tiro
Tonelaje x Tiro	18	Ton/tiro
Costo Total	1,13	USD/ton

e) Resumen

En función de todos los costos anteriores se construyó una tabla que resume el costo total de operación de la zona mina, en donde se obtuvo que el costo total de operación mina es 25,67 USD/t.

Tabla 77: Resumen costo operación mina

COSTO OPERACIÓN MINA	
Ítem	USD/t
Costo mano de obra	4,62
Costo electricidad	0,135
Costo agua	0,043
Costo carguío	0,45
Costo transporte	16,06
Costo perforación	3,23
Costo tronadura	1,13
Total	25,67

5.4.2. Compra mineral a terceros

Según la tarifa de compra de mineral descrita en el ítem 5.3 “Tarifa de compra”, se calculó el costo de comprar mineral ya sean para 200 [t/d] o bien las 130 [t/d] presupuestadas. Los valores se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 78: Costo compra mineral

TARIFAS COMPRA MINERAL A TERCEROS

Ley %	Finos en 5.000 t de mx, t/mes	Finos por t de mx, t/mes	Sulfato de cobre t/mes	Costo compra mineral USD/t	Costo compra mineral \$/t	Costo beneficio mineral \$/t	Costo total mineral \$/t	Costo total mineral USD/t	Factor	Costo total compra mineral USD/mes	Costo total en 3.250 t USD/mes	Costo total en 5.000 t USD/mes
2,50	100	0,025	392,77	87,76	50.076	24.633	74.709	154,04	0	438.813	500.630	770.200
2,40	96	0,024	377,06	83,07	47.400	24.633	72.033	148,52	1	415.360	482.696	742.609
2,30	92	0,023	361,35	78,38	44.724	24.633	69.357	143,00	2	391.908	464.762	715.018
2,20	88	0,022	345,64	73,69	42.047	24.633	66.680	137,49	3	368.455	446.827	687.427
2,10	84	0,021	329,93	69,00	39.371	24.633	64.004	131,97	4	345.003	428.893	659.836
2,00	80	0,02	314,22	64,31	36.695	24.633	61.328	126,45	5	321.551	410.959	632.245
1,90	76	0,019	298,51	59,62	34.018	24.633	58.651	120,93	6	298.098	393.025	604.654
1,80	72	0,018	282,80	54,93	31.342	24.633	55.975	115,41	7	274.646	375.091	577.063
1,70	68	0,017	267,09	50,24	28.666	24.633	53.299	109,89	8	251.193	357.157	549.472
1,60	64	0,016	251,37	45,55	25.989	24.633	50.622	104,38	9	227.741	339.222	521.881
1,50	60	0,015	235,66	40,86	23.313	24.633	47.946	98,86	10	204.289	321.288	494.290
1,40	56	0,014	219,95	36,17	20.637	24.633	45.270	93,34	11	180.836	303.354	466.699
1,30	52	0,013	204,24	31,48	17.960	24.633	42.593	87,82	12	157.384	285.420	439.108
1,20	48	0,012	188,53	26,79	15.284	24.633	39.917	82,30	13	133.932	267.486	411.517
1,10	44	0,011	172,82	22,10	12.608	24.633	37.241	76,79	14	110.479	249.552	383.926
1,00	40	0,01	157,11	17,41	9.931	24.633	34.564	71,27	15	87.027	231.617	356.335
0,90	36	0,009	141,40	12,71	7.255	24.633	31.888	65,75	16	63.574	213.683	328.744
0,80	32	0,008	125,69	8,02	4.579	24.633	29.212	60,23	17	40.122	195.749	301.152
0,70	28	0,007	109,98	3,33	1.902	24.633	26.535	54,71	18	16.670	177.815	273.561
0,60	24	0,006	94,27	--	--	24.633	--	--	19	--	--	--
0,50	20	0,005	78,55	--	--	24.633	--	--	20	--	--	--

5.4.3. Análisis Planta Puerto Oscuro

a) Energía Eléctrica

La potencia instalada y el consumo de energía en la Planta fueron descritos mayoritariamente en el capítulo anterior. A continuación se tiene un cuadro resumen con los datos de consumo y costos. La valorización del kWh se estimó en 12,35 USD, según tarifas de la CONAFE para el sector.

Tabla 79: Consumo Energía Eléctrica

AREA	Potencia Nominal Instalada		CONSUMO ESTIMADO		Nº horas	Costo
	kW	HP	kWh/mes	kWh/año	por día	USD/año
Chancado	290,0	389	104.400	1.270.200	12	157.138
Curado y aglomerado	29,0	39	10.440	127.020	12	15.714
Lixiviación - alimentación a SX	187,0	251	134.640	1.638.120	24	202.653
Extracción por solvente	126,1	169	90.768	1.104.338	24	136.619
Cristalización	15,2	20	10.909	132.728	24	16.420
Recristalización	9,5	13	6.840	83.220	24	10.295
Mantenimiento	24,0	32	17.280	210.240	24	26.009
Secado	6,0	8	4.320	52.560	24	6.502
Administración Mina y Planta	19,0	25	4.560	55.480	8	6.863
Total	705,7	946	384.157	4.673.906		578.214

b) Costo de mano de Obra y Dotación de Personal

Para definir los costos debidos al personal, es necesario primero definir los sueldos que recibirán los trabajadores, así como también, los costos que se incurren por parte de la empresa en cuanto a su mantención, vacaciones, etc.

Para el detalle de los sueldos ver Anexo G.

Por otra parte se deben definir claramente los turnos trabajados diarios, por área, y la cantidad de personas que trabajarán por área.

A continuación se enlistan los principales puestos de trabajo a desarrollar, sus sueldos y los costos que significan para la empresa.

- Costo MO Área LX-SX-CR/RC

Se estima que contará con 76 personas en total, a cargo de los distintos componentes unitarios. Por cada turno se estiman 19 personas. Los turnos corresponderán a un régimen de 7 x 7, con dos turnos diarios de 12 [hr]. La tabla siguiente muestra la distribución del personal por Operación.

Tabla 80: Costo MO Planta LX-SX-CR-RC

MANO DE OBRA			
LIXIVIACION - EXTRACCION POR SOLVENTE CRISTALIZACION/RECRISTALIZACIÓN			
OPERACIÓN	N° Personas	USD/pers./Año	USD/Año
LIXIVIACION EN PILAS			
Operadores de bombas y riego	3	13.627	40.880
Total	3	13.627	40.880
FILTRADO			
Panelero-Operador (mantenedor)	1	15.679	15.679
Total	1	15.679	15.679
APILADO RESIDUOS			
Panelero-Operador (mantenedor)	1	15.679	15.679
Total	1	15.679	15.679
EXTRACCION POR SOLVENTES			
Paneleros de Control SX	2	15.679	31.358
Operador-Mantenedor SX	2	13.631	27.262
Muestreo-Operador y Trat. Borrás	2	12.747	25.494
Total	6	14.019	84.115
LAVADO RESIDUO			
Paneleros de Control Bomba	1	13631	13631
Total	1	13.631	13.631
CRISTALIZACION/RECRISTALIZACION			
Operador Cristalizador	2	15.679	31.358
Operadores de Centrifuga y Horno	2	15.679	31.358
Operador despacho	2	13.631	27.262
Total	6	14.996	89.979
Subtotal	18	14.442	259.963
Jefe Planta	1	23.595	23.595
Total Mano de Obra	19	14.924	283.558
COSTO MO		USD/t Mineral	4,73

- Costo MO Área CH-A

Se estima que la Planta contará con 18 personas en total, a cargo de los distintos componentes unitarios. Por cada turno se estiman 9 personas. Los turnos corresponderán a

un régimen de 7 x 7, turnos diarios de 12 [hr]. La tabla siguiente muestra la distribución del personal por Operación.

Tabla 81: Costo MO Planta CH-A

MANO DE OBRA			
CHANCADO - CURADO - APILADO DE MINERAL			
OPERACIÓN	N° Personas	USD/pers-Año	USD/Año
Planta de Chancado			
Operadores en turnos	2	13.631	27.262
Total	2	13.631	27.262
Curado - Aglomerado - Apilamiento			
Operadores de curado y aglomerado en turnos	2	13.631	27.262
Operadores de apilamiento (op. Cargador) en turnos	2	13.631	27.262
Operadores camión	2	13.631	27.262
Total	6	22.718	136.309
Subtotal MO	8	20446	163.571
Jefe Operación	1	23.595	23.595
Total Mano de Obra	9	20.796	187.167
COSTO MO		USD/t Mineral	3,12

- Costo MO Mantenición

Se estima que la Planta contará con 52 personas en total, a cargo de los distintos componentes unitarios. Por cada turno se estiman 14 personas. Los turnos corresponderán a un régimen de 7 x 7, dos turnos diarios de 12 [hr].

Este ítem no fue contabilizado en la sección mina puesto las operaciones de mantención serán llevadas a cabo en la Planta Puerto Oscuro

La tabla siguiente muestra la distribución del personal por Operación.

Tabla 82: Costo MO Mantenimiento

MANO DE OBRA			
MANTENCION			
Operación	N° Personas	USD/pers - año	USD/Año
Planta de Beneficio			
Jefe Electro-mecánico	1	26.821	26.821
Jefe Eléctrico-Instrumentación	1	26.821	26.821
Mecánicos A	2	19.461	38.923
Mecánicos B	0	14.360	0
Eléctricos A	3	19.461	58.384
Eléctricos B	1	14.360	14.360
Instrumentista	1	18.025	18.025
Total	9	20.370	183.333
Mantenimiento general			
Mecánicos A	1	15.093	15.093
Mecánicos B	1	14.506	14.506
Electro -mecánico	1	18.025	18.025
Eléctricos B	1	14.506	14.506
Total	4	15.533	62.130
Subtotal	13	18.882	245.463
Capataz - Jefe de Turno	1	23.595	23.595
TOTAL		USD/Año	269.059
Total	14	19.218	269.059
COSTO MO		USD/t mineral	4,48

c) Costos Operacionales Planta Puerto Oscuro

Gracias a estimaciones de consumo y datos de entrada, además de los costos anteriormente descritos, se confeccionaron la tabla que se tiene a continuación. En ella se tiene el detalle de los costos operacionales de la planta calculados para cada área.

Tabla 83: Costos operacionales Planta

BASES COSTO PLANTA CALCULO BASE 1 AÑO		PRODUCCION	
		BASES COSTO PLANTA	
		Mineral 1	
I. GENERAL			
	t/año:	60.000	
	% CuT	1,47	
	% CuS	1,18	
	% Recuperación CuT	80,00	
	CuT Recuperado en Lixiviación, tf	707,1	
	CuT en Descarte Refino, tf	1,47	CuSO4 * 5H2O
	PRODUCCION, tf Cu:	705,6	2.771
	Área Riego, m2	1.667	
	Tasa de riego, L/min/m2	0,30	
	m3/hr PLS a SX	30	
	Cu+2 en PLS, gpl	2,73	
	Cons. acido sulfúrico por curado de mineral, kgH+/ts	26	
	Consumo de ácido sulfúrico por Riego, kg H+/ts	47,44	
	Consumo total ácido sulfúrico, tf	47.44	
	kg H+/kg Cu	6,25	
	Agua curado de mineral, kgH ₂ O/t	85	
	PROD. SULFATO DE COBRE PENT. t Año	2.771	
	t Mensual	231	
	Explosivos (Anfo) - 650 gramos/t @ USD 0,9/kg Anfo	0,9	0,59
	Tipo de cambio \$/USD	485	
	Precio transporte: 0,25 USD/t/km; USD/t	14,70	
	Precio ácido, USD/t	150,00	
	Precio Energía, cUSD/kWh	12,37	
	Costo Agua Industrial, USD/m3 @ 1 t/m3	0,43	
II COSTO DE OPERACION CHANCADO			
3.1 CHANCADO - AGLOMERADO - APILADO		USD /año	cUSD/lb Cu
	Mano Obra	136.309	8,76
	Repuestos	11.134	0,72
	Materiales	3.340	0,21
	Costo Fijo	150.784	9,69
	Acido sulfúrico (curado mineral)	234.000	15,04
	Agua proceso (curado mineral)	2.208	0,14
	Planta chancado autónoma - Petróleo	36.816	2,37
	Carguío (CT) + traslado (cam.)+ apilado (Cf-Ex) - Costo en petróleo	70.014	4,50
	Energía Eléctrica	172.852	11,11
	Costo Variable	515.891	33,16
	COSTO TOTAL CHANC. - AGLOM. APILADO (S / MO)	530.365	34,1
	USD/t	8,84	
III COSTO DE OPERACION PLANTA BENEFICIO			
3.2 LIXIVIACION EN PILAS		USD /año	cUSD/lb Cu
	Mano Obra	40.880	2,63
	Repuestos	1.680	0,11
	Materiales	9.600	0,62
	Lubricantes	5.000	0,32
	Petróleo	6.294	0,40
	Gastos Generales	2.280	0,15
	Servicios Externos	2.400	0,15
	Carguío + transporte		

Otros Gastos	1.500	0,10
Distribuciones Lab.-Muestra	3.780	0,24
Distribuciones Mantenimiento	1.740	0,11
Costo Fijo	75.155	4,83
Acido Sulfúrico	426.971	27,45
Agua de Proceso	13.515	0,87
Energía Eléctrica	202.654	13,03
Costo Variable	643.140	41,34
COSTO TOTAL LIXIVIACIÓN (S / MO)	677.415	43,55
USD/t	11,29	
3.3 EXTRACCION POR SOLVENTES	USD /año	cUSD/lb Cu
Mano Obra	84.115	5,41
Repuestos	1.680	0,11
Materiales	7.200	0,46
Lubricantes	3.600	0,23
Petróleo	6.294	0,40
Gastos Generales	2.280	0,15
Servicios Externos	2.400	0,15
Otros Gastos	1.500	0,10
Distribuciones Lab.-Muestra	3.780	0,24
Distribuciones Mantenimiento	1.740	0,11
Costo Fijo	114.589	7,37
Reactivos SX	21.000	1,35
Agua de Proceso	928	0,06
Energía Eléctrica	136.619	8,78
Costo Variable	158.547	10,19
COSTO TOTAL SX (S / MO)	189.021	12,15
USD/t	3,15	
3.4 CRISTALIZACION Y RECRISTALIZACIÓN	USD /año	cUSD/lb Cu
Mano Obra	89.979	5,78
Repuestos	6.000	0,39
Materiales	9.600	0,62
Lubricantes	3.600	0,23
Petróleo	6.294	0,40
Gastos Generales	3.000	0,19
Servicios Externos	7.200	0,46
2° Piso y otros		0,00
Otros Gastos	0	0,00
Distribuciones Lab.-Muestra	5.220	0,34
Distribuciones Mantenimiento	1.200	0,08
Costo Fijo	132.093	8,49
Reactivos		0,00
Agua de Proceso	448	0,03
Energía Eléctrica	16.420	1,06
Costo Variable	16.868	1,08
COSTO TOTAL CRISTALIZACION (S / MO)	58.982	3,79
USD/t	0,98	
3.5 MOVIMIENTO DE FLUJO DE SOLUCIONES	M.O.	0,00
(General Circuito de Recirculación)	USD /año	cUSD/lb Cu
Repuestos	8.571	0,55
Materiales	857	0,06
Lubricantes	3.600	0,23
Energía Eléctrica	10.295	0,66
COSTO TOTAL IMPULSIONES	23.324	1,50
USD/t	0,39	

3.6 CENTRIFUGADO	M.O.	0,00	0,00
Repuestos		11.111	0,71
Materiales		6.000	0,39
Lubricantes			0,00
Petróleo		6.294	0,40
Energía Eléctrica		6.502	0,42
Gastos Generales			
COSTO TOTAL CENTRIFUGADO (S / MO)		29.908	1,92
	USD/t	0,50	
3.7 SECADO CRISTALES	M.O.	0,00	0,00
Repuestos		9.600	0,62
Materiales		2.400	0,15
Lubricantes			0,00
Petróleo		6.294	0,40
Energía Eléctrica		6.864	0,44
Gastos Generales		12.000	0,77
COSTO TOTAL SECADO (S / MO)		37.158	2,39
	USD/t	0,62	
3.8 MANTENCION MINA Y PLANTA		USD /año	cUSD/lb Cu
Mano Obra		245.463	15,78
Energía Eléctrica		26.009	1,67
COSTO MANTENCION MINA Y PLANTA (S / MO)		26.009	1,67
	USD/t	0,43	

d) Resumen costos planta puerto Oscuro

Según los datos descritos anteriormente se confeccionó la siguiente tabla resumen.

Tabla 84: Resumen Costos Planta Puerto Oscuro

COSTO OPERACIÓN SIN M.O.		PRODUCCION 10 AÑOS		
OPERACION UNITARIA	USD /año	USD/ t	cUSD / Kg CuSO₄* 5H₂O	
3.1 CHANCADO - AGLOMERADO - APILADO	530.365	8,839	19,14	
3.2 LIXIVIACION EN PILAS	677.415	11,29 0	24,44	
3.3 EXTRACCION POR SOLVENTES	189.021	3,150	6,82	
3.4 CRISTALIZACION Y RECRISTALIZACIÓN	58.982	0,982	2,13	
3.5 MOVIMIENTO DE FLUJO DE SOLUCIONES	23.324	0,389	0,84	
3.6 CENTRIFUGADO	29.908	0,498	1,08	
3.7 SECADO CRISTALES	37.158	0,619	1,34	
3.8 MANTENCION PLANTA	26.009	0,433	0,94	
COSTO OPERACIÓN PROCESO (S/MO)	1.572.14 6	26,20 2	56,73	

Es claro ver que los costos más relevantes son los puntos 3.1 y 3.2 de la tabla anterior, ie, el área de chancado-aglomerado-apilado y el de lixiviación.

5.4.4. Gastos Administrativos y Generales

a) Mano de Obra Personal Administración

Se estima que el proyecto contará con 10 personas en total de planta, a cargo de los distintos componentes unitarios. Por cada turno se estiman 14 personas. Los turnos corresponderán a un régimen de 5 x 2, turnos diarios de 8 [hr].

El Costo total de mano de obra se estimó en USD 5,03 por tonelada de mineral procesado.

La tabla siguiente muestra la distribución del personal por Operación.

Tabla 85: Costo Mano de obra Administración

ADMINISTRACION GENERAL			
PLANTA PROFESIONALES			
	N° Personas	USD/pers./Año	USD/Año
Superintendente Operaciones (Mina y Planta)	1	55.000	55.000
Jefe Operaciones Mina y Planta	1	40.000	40.000
Supervisor Mantención M. y E.	1	20.000	20.000
Supervisor Prevención Riesgos A	1	18.000	18.000
Prevención Riesgos B	1	16.000	16.000
Metalurgista Ayudante Jefe Operaciones	1	40.000	40.000
Estadístico NPSA	1	12.000	12.000
Secretario / Estadístico	1	12.000	12.000
Control Calidad	2	12.000	24.000
Subtotal	10	23.700	237.000
EXTERNOS			
	N° Personas	USD/pers./Año	USD/Año
ESPECIALISTA A	1	25.000	25.000
ESPECIALISTA B	1	18.000	18.000
ESPECIALISTA C	1	12.000	12.000
ESPECIALISTA D	1	10.000	10.000
Subtotal	4	16.250	65.000
		USD/Año	302.000
TOTAL	14	21.571	302.000
COSTO MO ADM. OPERACIONES		USD/t -mx	5,03

5.4.5. Resumen costo de operación

Dado los ítems desarrollados en este capítulo el costo de operación del proyecto se detalla en la siguiente tabla.

Tabla 86: Costo Operación Proyecto

COSTO OPERACIÓN	PRODUCCION		
	10 AÑOS		
AREA	MO	Costo Operación	TOTAL
Operación	13,78	51,87	65,65
Administración	9,83	---	9,83
Costo Proyecto Anico	23,61	51,87	75.48

5.5. Evaluación Económica

5.5.1. Flujo de caja

En función de las inversiones y costos analizados en capítulo, la evaluación financiera del proyecto Anico arrojó como resultado un VAN de 11.422.797 [USD] para el caso base en que se compran 130 [t] de mineral a terceros y un VAN de 13.266.799 [USD] para el caso en que se abastecen las 200 [t] con mineral propio.

Para un seguir el análisis en la tabla a continuación se resumieron los parámetros principales con los que se realizó la evaluación financiera.

Tabla 87: Parámetros evaluación económica

EVALUACION FINANCIERA	
ALTERNATIVA	CON PARTICIPACIÓN PROPIEDAD
Tipo de cambio (\$/USD)	485
Ley Cu (%)	1,47
Recuperación metalúrgica	80
Precio sulfato (USD/kg)	2,7
Precio H+ (USD/t)	150
HORIZONTE EVALUACION (AÑOS)	10
Mineral tratado total (t)	600.000
Producción total Sulfato de Cobre Pentahidratado (t)	27.714
Tasa de actualización	10%
Inversión	6.087.128
Ingreso préstamo	0
Participación flujo caja (%)	0%
VAN PROYECTO (USD)	11.422.797

Según todos análisis anteriores se confeccionó el flujo de caja del proyecto Anico, para un horizonte de vida de 10 años. El cual se muestra en la tabla a continuación.

Tabla 88: Flujo de caja proyecto Anico

PROYECTO ANICO													
PRODUCCION	MES	AÑO											
		PARAMETROS	Mineral	1	2	3	4	5	6	7	8		9
Tratamiento Mineral (t/día @ 25 días/mes)		60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	60.000,0	600.000
Ley media Cobre (%)	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47	1,47
Recuperación Cobre por lixiviación (%)	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80	80
Consumo Acido Sulfúrico (kg/t mineral)	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44	73,44
Precio Acido Sulfúrico (USD/t)	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150
INGRESOS													
Producción total Cobre (t)		705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	705,60	7056,00
Produc. Cobre (Libras)		1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	1555565,76	15555657,60
Prod. Sulfato Cobre Pentahidratado (t)	230,95	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	2771,41	27714,06
Precio Sulfato Cobre Pent.(USD/kg)	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70	2,70
INGRESOS TOTALES (Sulfato Cobre)	USD	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	7.482.797	74.827.965
Inversión Proyecto (USD)													
Activos	(4.075.976)												690.450
Imprevistos USD (10% Inversión)	(407.598)												690.450
Etapas adquisición	(368.962)												
Capital de trabajo	(1.234.592)												1.234.592
Amortización préstamo			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Ingreso préstamo	0		0										
COSTOS													
Costo Total (USD/t mineral)	82,306		(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(4.938.367)	(44.445.307)
Costo Plan de Cierre (15% Valor Inversión Proyecto)		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	(304.356)
Gastos de administración (USD/año)	(5.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(60.000)	(600.000)
Gastos de interés		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Depreciación		(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(448.357)	(4.483.574)
Utilidad antes de Impuestos		6.974.439	2.036.072	2.036.072	2.036.072	2.036.072	2.036.072	2.036.072	2.036.072	2.036.072	2.036.072	1.731.715	24.994.729
Impuestos (%)		(1.185.655)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(346.132)	(294.392)
Utilidad después de Impuestos		5.788.785	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.689.940	1.437.324	20.745.625
Depreciación		448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	448.357	4.483.574
Flujo caja	(6.087.128)	6.237.142	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	2.138.297	3.810.723
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Tasa interés anual	10%	5.670.129	1.767.188	1.606.534	1.460.486	1.327.714	1.207.013	1.097.284	997.531	906.847	1.469.199		17.509.924
VAN (USD)	11.422.797												
TIR (%)	60,29												

5.5.2. Análisis de Sensibilidad

Para sensibilizar la evaluación del proyecto se calculó el VAN en función de el precio de venta del kilogramo de sulfato de cobre pentahidratado así como también en función de la ley de cobre del mineral de mena.

Las tablas a continuación muestran la variación del VAN en función de los dos parámetros anteriormente descritos.

Tabla 89: Sensibilización VAN fn (Ley Cu y precio sulfato)

USD/kg Sulf	VAN [USD]	Ley Cu %	VAN [USD]
5,0	43.931.331	0,6	-11.004.637
4,5	36.864.258	0,8	-5.812.502
4,0	29.797.186	1,0	-620.367
3,5	22.730.113	1,2	4.571.768
3,0	15.663.040	1,4	9.661.817
2,7	11.422.797	1,47	11.422.797
2,5	8.595.967	1,6	14.693.187
2,0	1.528.895	1,8	19.724.557
1,5	-5.538.178	2,0	24.755.927
1,0	-12.605.251	2,2	29.787.297
0,5	-19.672.324	2,4	34.818.667

Del análisis anterior se tiene que el proyecto sería rentable trabajando con minerales de leyes superiores o iguales a 1,024% Cu y con precio del sulfato de cobre de 1,892 [USD/kg].

Las Ilustraciones a continuación grafican las relaciones señaladas en las tablas anteriores.

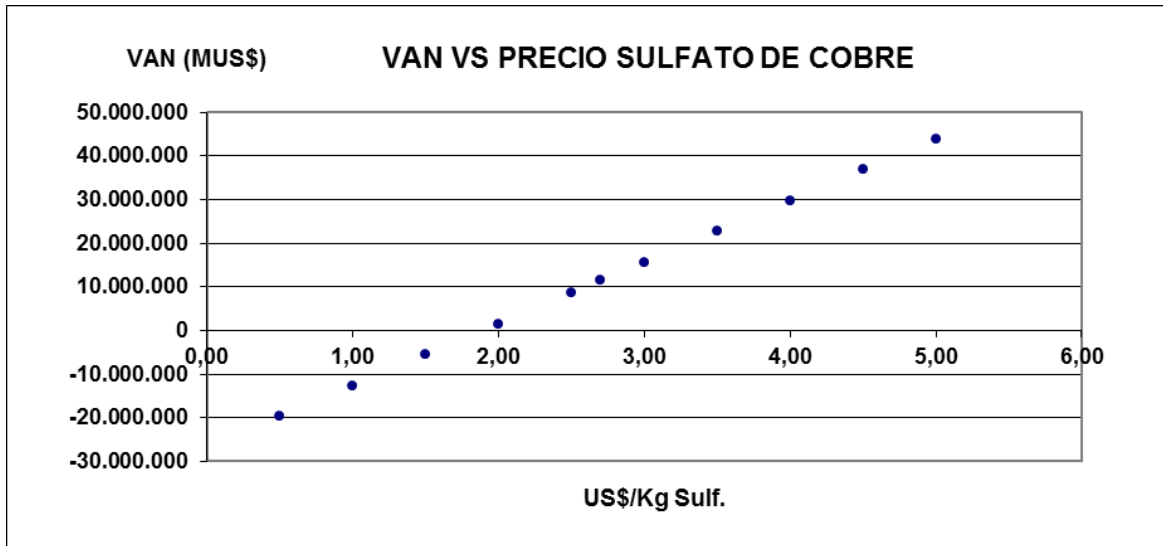


Ilustración 44: Gráfico VAN en función Precio Sulfato de Cobre Pentahidratado.

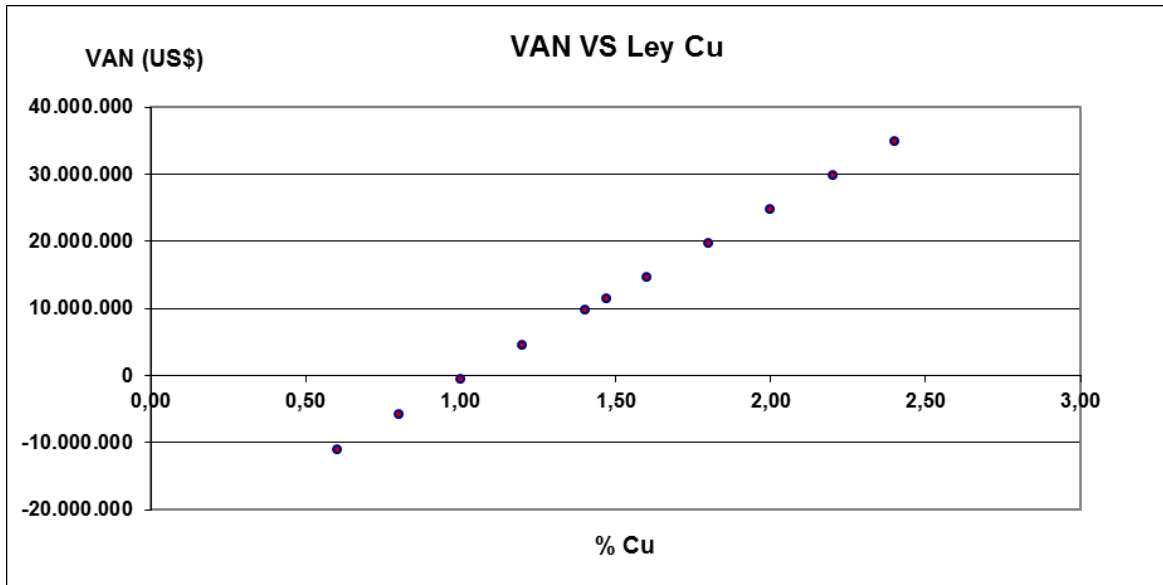


Ilustración 45: Gráfico VAN en función de la Ley de Cobre Mx Mena

Otra forma de sensibilizar la evaluación económica es por medio del porcentaje de mineral comprado manteniendo constante la ley de cobre en 1,47%.

La tabla a continuación muestra esta relación.

Tabla 90: Sensibilización VAN en función del % de mineral de compra

Mineral t	% mineral comprado	Mineral comprado t	Costo compra mx USD/t	Costo Operación USD/t	VAN USD
200	0%	0	0	75,48	13.266.799
200	10%	20	723	76,53	12.983.107
200	20%	40	1.447	77,58	12.699.414
200	30%	60	2.170	78,63	12.415.721
200	40%	80	2.894	79,68	12.132.028
200	50%	100	3.617	80,73	11.848.336
200	60%	120	4.340	81,78	11.564.643
200	70%	140	5.064	82,83	11.280.950
200	80%	160	5.787	83,88	10.997.257
200	90%	180	6.511	84,93	10.713.565
200	100%	200	7.234	85,98	10.429.872

Del análisis se desprende que para una ley de 1,47% el proyecto podría funcionar hasta con un 100% de mineral proveniente de compra a terceros.

La siguiente ilustración muestra la variación del VAN del proyecto en función de el costo de operación.

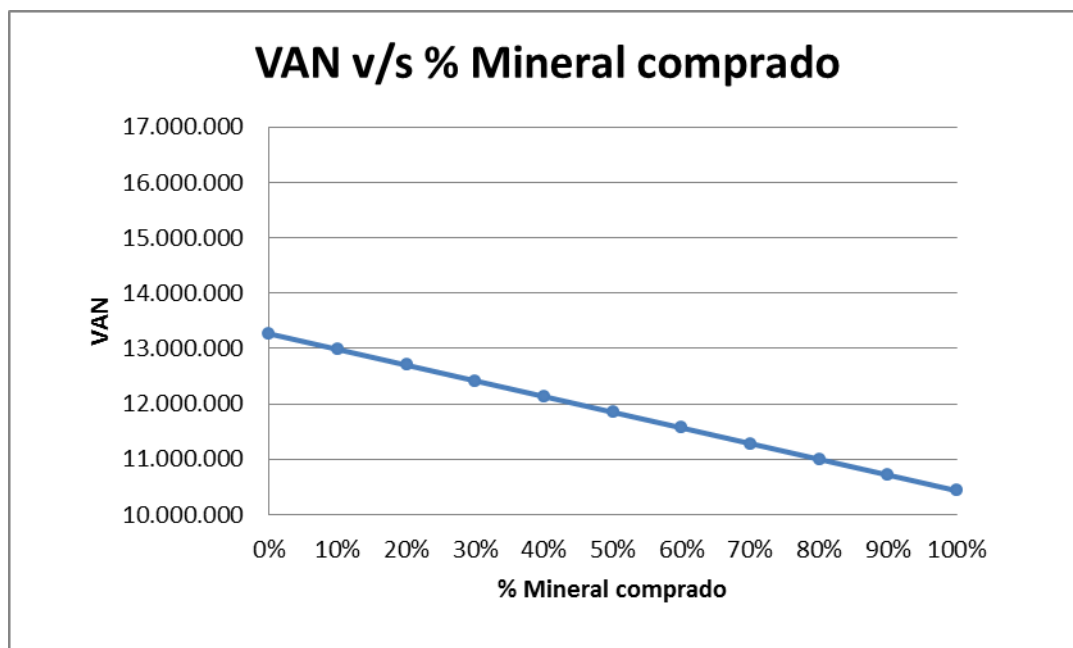


Ilustración 46: VAN v/s % de mineral comprado a terceros

Por último, una buena forma de evaluar el proyecto es sensibilizando la compra de mineral en función de las leyes, para esto se evaluó el proyecto considerando que se compra el 100% del mineral a terceros y se mantienen para cada caso las 5.000 [t] de procesamiento.

Del análisis anterior se desprende que a pesar de a pesar de que el costo de compra mineral aumenta a medida que aumenta la ley, este aumento se ve subvencionado por la mayor cantidad de sulfato de cobre producido.

La tabla a continuación muestra la viabilidad para cada caso.

Tabla 91: Viabilidad procesamiento de mineral 100% compra a terceros

TARIFAS COMPRA MINERAL A TERCEROS

Ley %	Finos en 5.000 t de mx, t/mes	Finos por t de mx, t/mes	Sulfato de cobre t/mes	Costo compra mineral USD/t	Costo compra mineral \$/t	Costo beneficio mineral \$/t	Costo total mineral \$/t	Costo total mineral USD/t	Factor	Costo total compra mineral USD/mes	Costo total en 3.250 t USD/mes	Costo total en 5.000 t USD/mes	Ingreso por sulfato de cobre	Saldo USD/mes
2,50	100	0,025	392,77	87,76	50.076	24.633	74.709	154,04	0	438.813	500.630	770.200	1.060.487	290.287
2,40	96	0,024	377,06	83,07	47.400	24.633	72.033	148,52	1	415.360	482.696	742.609	1.018.068	275.459
2,30	92	0,023	361,35	78,38	44.724	24.633	69.357	143,00	2	391.908	464.762	715.018	975.648	260.630
2,20	88	0,022	345,64	73,69	42.047	24.633	66.680	137,49	3	368.455	446.827	687.427	933.229	245.802
2,10	84	0,021	329,93	69,00	39.371	24.633	64.004	131,97	4	345.003	428.893	659.836	890.809	230.973
2,00	80	0,02	314,22	64,31	36.695	24.633	61.328	126,45	5	321.551	410.959	632.245	848.390	216.145
1,90	76	0,019	298,51	59,62	34.018	24.633	58.651	120,93	6	298.098	393.025	604.654	805.970	201.316
1,80	72	0,018	282,80	54,93	31.342	24.633	55.975	115,41	7	274.646	375.091	577.063	763.551	186.488
1,70	68	0,017	267,09	50,24	28.666	24.633	53.299	109,89	8	251.193	357.157	549.472	721.131	171.659
1,60	64	0,016	251,37	45,55	25.989	24.633	50.622	104,38	9	227.741	339.222	521.881	678.712	156.831
1,50	60	0,015	235,66	40,86	23.313	24.633	47.946	98,86	10	204.289	321.288	494.290	636.292	142.003
1,40	56	0,014	219,95	36,17	20.637	24.633	45.270	93,34	11	180.836	303.354	466.699	593.873	127.174
1,30	52	0,013	204,24	31,48	17.960	24.633	42.593	87,82	12	157.384	285.420	439.108	551.453	112.346
1,20	48	0,012	188,53	26,79	15.284	24.633	39.917	82,30	13	133.932	267.486	411.517	509.034	97.517
1,10	44	0,011	172,82	22,10	12.608	24.633	37.241	76,79	14	110.479	249.552	383.926	466.614	82.689
1,00	40	0,01	157,11	17,41	9.931	24.633	34.564	71,27	15	87.027	231.617	356.335	424.195	67.860
0,90	36	0,009	141,40	12,71	7.255	24.633	31.888	65,75	16	63.574	213.683	328.744	381.775	53.032
0,80	32	0,008	125,69	8,02	4.579	24.633	29.212	60,23	17	40.122	195.749	301.152	339.356	38.203
0,70	28	0,007	109,98	3,33	1.902	24.633	26.535	54,71	18	16.670	177.815	273.561	296.936	23.375
0,60	24	0,006	94,27	--	--	24.633	--	--	19	--	--	--	--	--
0,50	20	0,005	78,55	--	--	24.633	--	--	20	--	--	--	--	--

5.5.3. Resumen Proyecto Anico

Dado todos los análisis anteriores se construyó una tabla que resume los puntos de interés y características del proyecto Anico. Dicha tabla se muestra a continuación.

Tabla 92: Resumen Proyecto Anico

PROYECTO ANICO		
PARAMETROS DE OPERACIÓN		
Tratamiento Mineral primer año (200 ton/día @ 25 días/mes; 5.000 t/mes)	60.000	t/año
Ley media Cobre	1,47	%
Recuperación Cobre por lixiviación	80	%
Horizonte de Proyecto	10	años
Consumo Acido Sulfúrico (con 80% recuperación de cobre)	73,44	kgH ₂ SO ₄ /t Mineral
Consumo neto Acido Sulfúrico	6,25	kgH ₂ SO ₄ /kg Cu extraído
Producción Sulfato de Cobre Pentahidratado	231,0	t/mes (cifra promedio)
	2.771	t/año (cifra promedio)
	27.714	t/proyecto
Requerimiento de terreno para proyecto	10	Hectáreas
Requerimiento mínimo agua industrial	1,24	Litros/segundo
Potencia eléctrica necesaria	720,7	kW
Potencia instalada	966	kVA
Dotación	79	Personas
PARAMETROS ECONOMICOS		
Tipo de Cambio	485,0	\$/USD
Ultimo precio registrado Sulfato Cobre Pent.	4,65	USD/kg
Precio proyectado Sulfato Cobre Pentahidratado.	2,7	USD/kg
Costo total operación	75,48	USD/t Mineral
Costo de producción	1,63	USD/kg Sulfato Cu
Inversión en activos	4.076,0	Miles USD
Etapas de adquisición	369,0	Miles USD
Imprevistos (20% Inversión Activos)	407,6	Miles USD
Capital de trabajo	1.234,6	Miles USD
Inversión proyecto (activos + etapas adquisición capital de trabajo + imprevistos)	6.087,1	Miles USD
Ingresos totales	74.828,0	Miles USD
VAN	11.422,8	Miles USD

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Se analizó económicamente el “Proyecto Anico”, describiendo en forma conjunta sus dos componentes (planta Puerto Oscuro y mina Anico), precisando todos los costos de operaciones unitarias e inversiones, en función de los requerimientos de la planta de tratamiento de mineral. Junto a un análisis de su dependencia hacia el porcentaje de las leyes de cobre de entrada, el valor de comercialización del sulfato de cobre pentahidratado y el costo de operación del proyecto.

Se estimaron los recursos de la mina Anico, junto con la definición y dimensionamiento de sus respectivas operaciones unitarias para el programa de producción esperado, tomando en cuenta productividades, parámetros operacionales, equipos, insumos, costos, etc. trabajando con el máximo de eficiencia y de la manera más óptima posible.

Se hizo un análisis del distrito en donde se emplaza el proyecto, dado lo anterior y en función de la ubicación de la planta se ubicaron varias minas aledañas a mina Anico, las cuales permitirán un abastecimiento seguro de mineral, esto debido a la incerteza de la clasificación de los recursos y reservas de la mina Anico.

Se realizó un análisis exhaustivo de la componente económica de la planta Puerto Oscuro, permitiendo determinar su peso e importancia en la viabilidad del proyecto.

Analizados los puntos anteriores se determinó que el Proyecto Anico es rentable, y su valor actual neto (VAN) asciende a 11.400.000 [USD].

En función de lo anterior se desprenden las siguientes recomendaciones y comentarios,

- Buscar todas las fuentes de mineral cercanas a la planta de beneficio que sean viables para el proceso de producción.
- Definir el modo en que se trabajará con las distintas minas a tratar, teniendo en cuenta que se puede trabajar de variadas maneras, ya sea con la entrega de mineral directamente en las instalaciones; retirando el mineral en el lugar de origen; explotando una mina en arriendo o arriendo con opción de compra y por último, operando la pertenencia minera propia; todo esto de manera de definir los costos de operación.

- Para efectos de compra de mineral, deberán tener mayor prioridad las minas ubicadas en las cercanías de la planta, pues a través del análisis de costos se vio que el factor transporte de mineral tiene mucho peso en los costos, es decir, mientras más cercana sea la mina a la planta, más prioridad tendrá la compra de su mineral, sin desmedro de que la misma esté sujeta al tonelaje y leyes del mineral.
- Dado el enfoque de la construcción de la planta Puerto Oscuro y en función del posicionamiento que obtenga la planta en el mercado, se deberá evaluar su ampliación.
- Se deberá trabajar en conjunto con la SONAMI y la ENAMI, pues en caso de que la planta Puerto Oscuro se afiate en el mercado y gane terreno, se convertirá en un motor para la economía de la región.
- Las debilidades del proyecto son,
 - El logro efectivo de una ley de cabeza de mineral de 1,47% de cobre.
 - Asegurar que las minas de SulfatosChile aporten la ley y el tonelaje programado.
 - Las minas de terceros son una incógnita en cuanto a la capacidad de entrega de mineral con ley media por lo menos de 1,4% de cobre, así como también a la compra de estos a los precios propuestos.
 - Cercanía de la Planta a la costa hace que la densidad de labores y minas cercanas sea baja con respecto a los poderes de compra Delta y Portezuelo
- Fortalezas del Proyecto,
 - El nicho del proyecto no está siendo atacado en la actualidad
 - Las capacidades de los poderes de compra cercanos están sobrepasadas
 - Transparencia en los análisis químicos
- De haber sido posible se pudo haber replanteado la ubicación de la planta.

REFERENCIAS

- http://www.siicex.gob.pe/siicex/portal5ES.asp?page=172.17100&portletid=sfichaproductoinit&scriptdo=cc_fp_init&pproducto=187&pnomproducto=Sulfato: sistema integrado de información de comercio exterior, Perú
- C. A. Landolt, O. Schnake and C. Garrido. “Técnicas cuantitativas para el análisis y estimación de costos de procesos”. Convención anual. Instituto de Ingenieros de Minas, Santiago, Chile, 2005.
- Ferrando, F. (2002). “Cuenca del Río Limarí, Chile Semiárido: Aspectos de la Oferta y Demanda de Agua”. Revista de Geografía Norte Grande.
- IGM (1988). “Geografía IV Región de Coquimbo. Colección Geográfica de Chile”, 425 pp.
- Romero, H; Ihl, M. (1991). “Cambios climáticos de corto plazo en el Norte Chico, variabilidad de las precipitaciones y sus efectos sobre los topoclimas y los recursos regionales.” Pp. 177-205.
- Watson Harza, M. (2005). “Estudio Hidrológico de la cuenca del Estero Los Mantos. Santiago, Chile”.
- Zarate, E; Ulriksen, P. (1977). “Estudio de las Comunidades Agrícolas en
- Libro Rojo de la Flora Nativa y de los Sitios Prioritarios para su Conservación: Región de Coquimbo (F.A. Squeo, G. Arancio y J.R. Gutiérrez, Eds.)Ediciones Universidad de La Serena, La Serena, Chile (2001), Capítulo 2: IV Región: El Escenario Geográfico Físico
- Anales de Seminarios Mediana Minería (2009-2011)
- Bases de datos de Operación DGAMin y SulfatosChile S.A.
- Documentos de *bench-marking* de DGAMin y SulfatosChile S.A.
- PáginaWeb Oficial SONAMI
- Página Web Oficial SERNAGEOMI

ANEXO A: Sulfato de cobre

Saturación del Sulfato de Cobre

La saturación y supersaturación de las soluciones de sulfato de cobre puede ser generada de muchas maneras. En el sistema sulfato de cobre-ácido sulfúrico-agua, cualquiera de los procedimientos más usuales sirve para disminuir la solubilidad del sulfato de cobre en la fase líquida. Sea mediante la adición de ácido sulfúrico, o por la reducción de la temperatura. Cuando la solución se encuentra cercana al punto de saturación y se hace disminuir más la solubilidad, la formación de sulfato de cobre pentahidratado cristalino puede o no ocurrir. Es decir, se requiere exceder el punto de saturación y alcanzar una clara saturación. El control del punto de supersaturación es una de las consideraciones más importantes en la cristalización del sulfato de cobre.

Cuando la solución de agua y ácido sulfúrico, que está saturada con sulfato de cobre, se enfría, la cristalización del $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ puede ser suficiente como para afectar significativamente la fracción de la masa de la solución y en consecuencia la fracción de la masa de ácido sulfúrico dentro de ella. Para una completa determinación de un sistema de cristalización continuo, se requiere generar información confiable, tanto de la densidad de la solución, como de la fracción másica de sulfato de cobre que cristalizará, en función de la temperatura y de la fracción másica de ácido sulfúrico.

Estas determinaciones se hacen a través de un método iterativo y secuencial, siguiendo los siguiente tres pasos:

- 1) Asumiendo una fracción másica de ácido sulfúrico para el licor madre a temperatura deseada
- 2) Obteniendo la densidad de solución y la solubilidad de cobre por interpolación de los datos disponibles.
- 3) Calculando un nuevo valor para la fracción de masa de ácido sulfúrico sobre la base de un balance de masas del sistema.
- 4) Volviendo al paso 2), tantas veces como sea necesario

En la búsqueda de expresiones matemáticas apropiadas para los datos disponibles, se puede programar fácilmente una solución iterativa para el sistema, que puede ser particularmente útil en el proceso de optimización y control. Las siguientes figuras isotermas se dibujaron a partir de las ecuaciones derivadas de esa información.

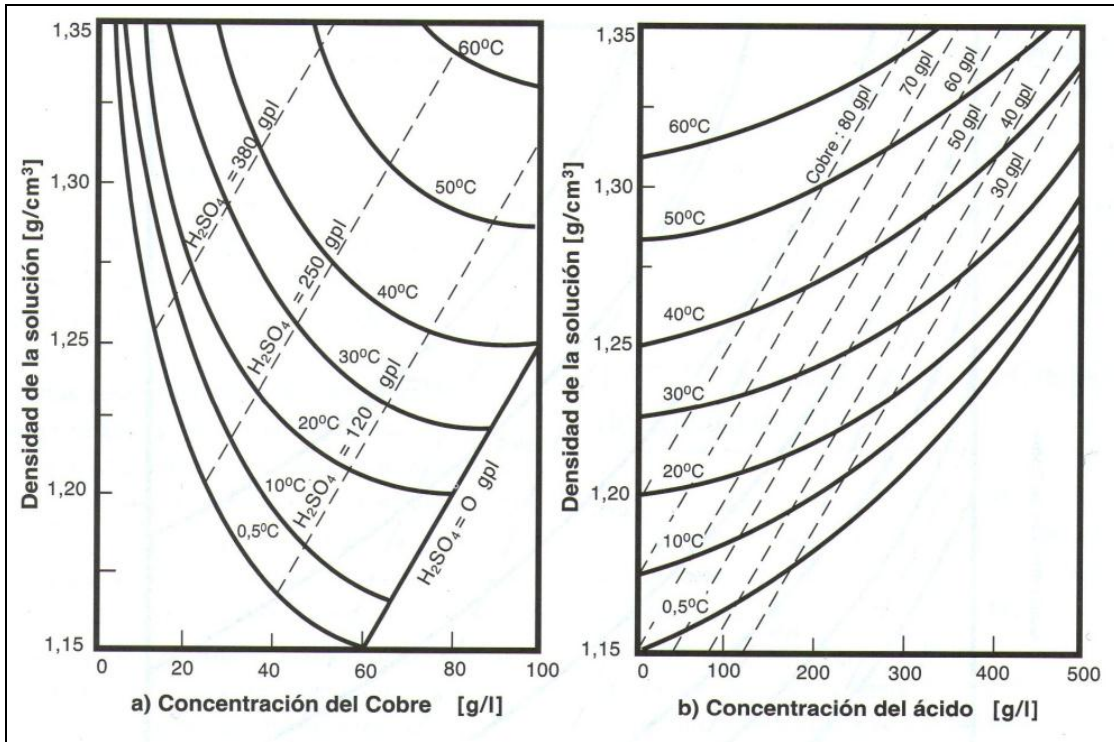


Ilustración 47: Curvas isotermas con la densidad de la solución de sulfato de cobre en función de a) Ácido sulfúrico y b) Cobre contenido

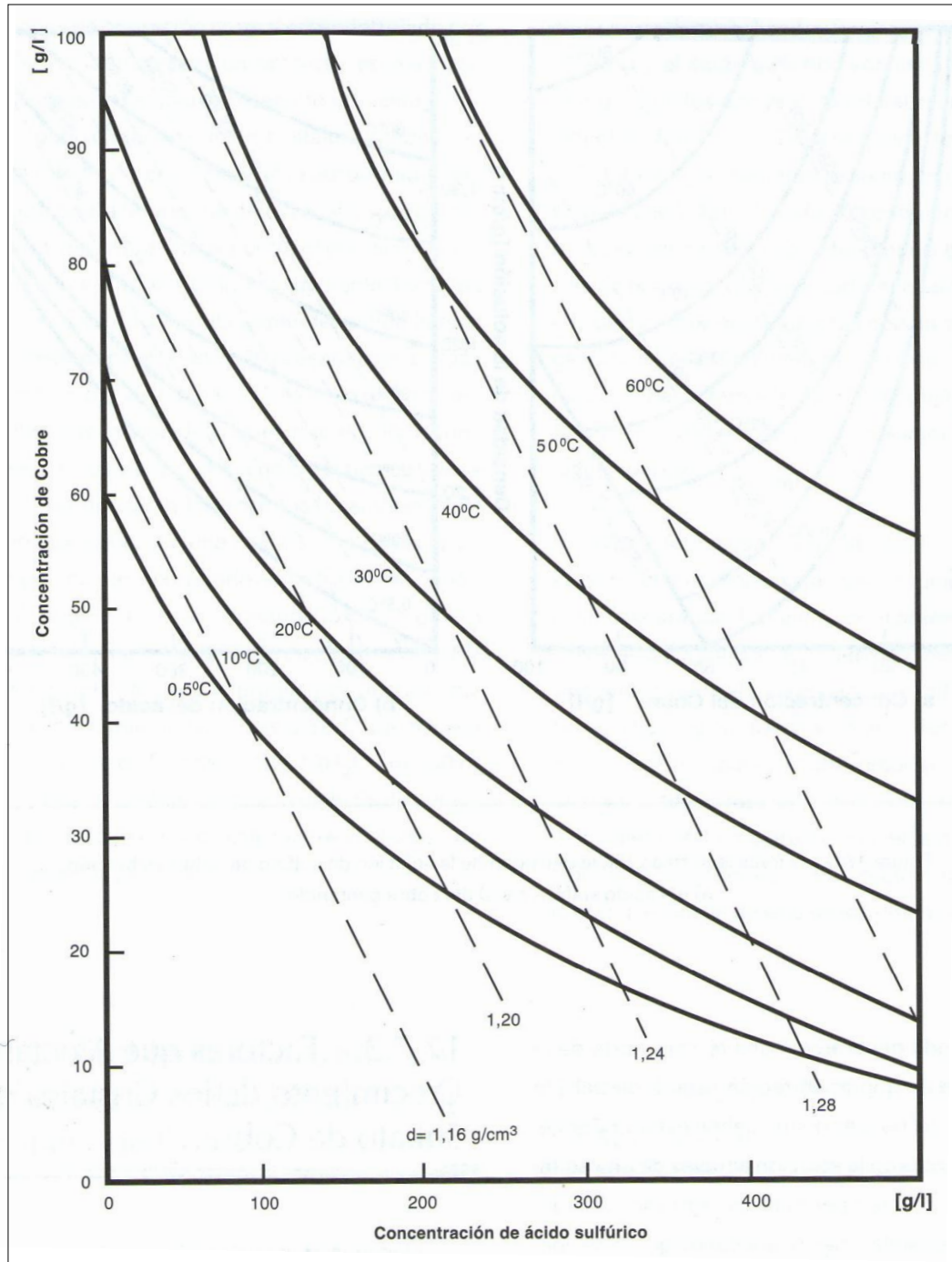


Ilustración 48: Curvas isotermas de solubilidad del cobre en el sistema sulfato de cobre-ácido sulfúrico-agua, incluyendo valores de densidad de la solución

Las ecuaciones que dieron origen a estas curvas entregan una excelente base para calcular tanto la supersaturación y los productos que se generan bajo varias condiciones de operación de un cristalizador de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$. Se puede demostrar que, en general y dentro de los rangos de temperatura y contenidos de ácido sulfúrico cubiertos por esas curvas, el producto cristalino obtenido con caída específica de temperatura, aumentará si

aumenta la temperatura de alimentación, y disminuirá con el aumento del contenido de ácido en esa misma alimentación.

Nucleación de los Cristales de Sulfato de Cobre

Los núcleos para los cristales de sulfato de cobre se forman de varias maneras. Pueden ser introducidos como partículas, tanto de sulfato de cobre como de sustancias extrañas, o se pueden formar por la abrasión de cristales existentes debido al impacto con otros cristales o del propio cristizador. También se pueden formar por nucleación homogénea dentro de la solución cuando la supersaturación excede un límite máximo.

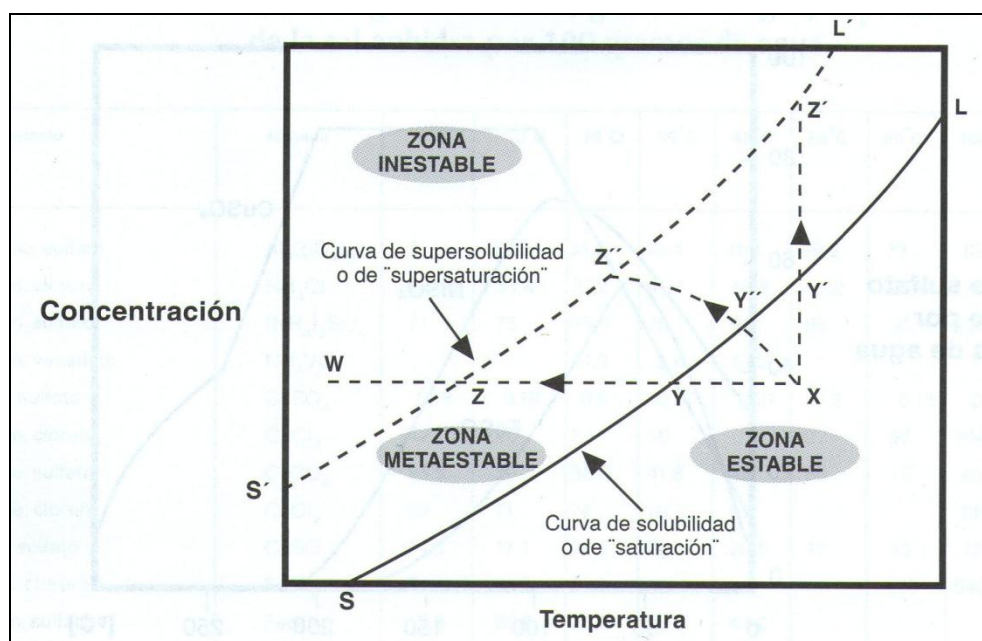


Ilustración 49: Diagrama de solubilidad y supersolubilidad, o de saturación y supersaturación

Para el caso del sulfato de cobre, el ancho de la zona metaestable del gráfico de la figura anterior, depende de la velocidad de enfriamiento. Siendo un proceso de cristalización homogéneo, esto es, sin cristales inicialmente presentes, se tiene que el ancho de esta zona es de unos 4,5°C a una tasa de enfriamiento de 2°C/hora y de 10,7°C a una tasa de enfriamiento de 20°C/hora.

En el caso de una nucleación secundaria con cristales presentes en la solución, la formación de nuevos cristales puede generarse a una tercera parte de la temperatura de supersaturación requerida para la nucleación sin cristales. Estos deben estar uniformemente dispersos en la solución a través de una agitación suave y si la temperatura es regulada cuidadosamente, es posible tener adecuado grado de control sobre el tamaño del producto. La estimación de la energía de nucleación es de aproximadamente 5 a 7 Kcal/mol.

Factores que afectan el crecimiento de los Cristales de Sulfato de Cobre

Después de la nucleación inicial, cada núcleo crece y, o es arrastrado al flujo del producto, o es acumulado en el interior de un cristalizador tipo batea. El proceso de operación normal está controlado por difusión. Los cristales grandes crecen más rápido y el crecimiento es aproximadamente proporcional a la longitud característica del cristal. Cuando la velocidad relativa entre el cristal y la solución excede cierto límite (aproximadamente 3 cm/s), la dependencia de la tasa de crecimiento sobre la velocidad desaparece. La tasa de crecimiento a la velocidad cero es aproximadamente la mitad que la tasa de crecimiento a velocidades mayores a 3 cm/s. La tasa de crecimiento a velocidad cero es aproximadamente una función lineal de la supersaturación, con una tasa de crecimiento de 1 micrón por minuto, ocurriendo a una supersaturación de 1, 78°C (igual a una supersaturación de 1 gramo de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ por 100 gramos de agua libre), y una tasa de crecimiento de 3 micrones por minuto ocurriendo a una supersaturación de 3,52°C (igual a una supersaturación de 2 gramos de $\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ por 100 gramos de agua libre). La estimación de la energía de activación para el crecimiento, es del orden de 12,3 Kcal/mol.

Problemas causados por las Impurezas en la cristalización de Sulfato de Cobre

Las impurezas vienen con la solución de alimentación al cristalizador, debido a una co-extracción junto al cobre, o bien un arrastre físico, desde el material de alimentación a la lixiviación. En general estas impurezas afectan, los hábitos de los cristales y los niveles de impurezas del producto, debido a una serie de complicados fenómenos de superficie. El Hierro y el ácido sulfúrico son las impurezas más comunes en los circuitos de cristalización de sulfato de cobre. Ambos tienden a reducir el tamaño, alterar el hábito e incrementar el nivel de impurezas en los cristales de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ del producto. Ambos pueden ser removidos, sea extendiendo el proceso de lixiviación hasta que casi todo el ácido sulfúrico se consuma, o por neutralización con un compuesto de características alcalinas, como el óxido de cobre o caliza. El hierro también puede ser dejado en la solución si es acomplejado con varios agentes, como los iones fluoruro.

Otras impurezas como Sb, As, Co, Ni, Na y Zn normalmente son descartadas o removidas en procesos separados, todas estas técnicas debiesen ser innecesarias si es que el circuito de SX se encuentra operando con la adecuada selectividad, debiendo ser esta contemplada en las etapas de diseño.

Operación de Cristalizadores Industriales.

El control de la nucleación es la clave en la operación de cristalizadores industriales. Muchos cristalizadores industriales operan en un área de supersaturación que evita la nucleación homogénea. La nucleación de estos cristalizadores es una cristalización secundaria y resulta de la interacción del lecho de cristales dentro del cristalizador. La nucleación secundaria ocurre tanto por el impacto de los cristales contra cristales como por impactos entre los cristales y el cristalizador. Los cambios en la agitación alteran significativamente la distribución granulométrica de los cristales de cualquier sal que se desea cristalizar, en particular, del sulfato de cobre pentahidratado. Los incrementos de la tasa de nucleación resultan de una nucleación secundaria aumentada a altos niveles de agitación.

Otros factores que afectan la tasa de nucleación incluyen la presencia de materiales sólidos extraños en la alimentación, el uso de un cristalizador al vacío, algunas impurezas solubles en la alimentación y los gradientes térmicos en el cristalizador. Los núcleos con frecuencia son generados fuera del cristalizador e introducidos junto con la alimentación. Esto puede llegar a ser un problema cuando aparecen en la alimentación del cristalizador partículas de polvo submicrónico o cristales de sulfato de cobre no disueltos. Desgasificando la solución de alimentación en un cristalizador al vacío se mejora el tamaño de los cristales, por la vía de una reducción de la nucleación en el cristalizador, tal como el uso del enfriamiento directo en lugar de una evaporación flash.

El control de la nucleación por la reducción por supersaturación, la remoción de los núcleos extraños, la minimización de la nucleación secundaria, o la destrucción de núcleos, normalmente provee algún control sobre la operación del cristalizador. Sin embargo, los cristales mecánicamente agitados necesariamente producen cristales más pequeños que aquellos producidos por un cristalizador de batea, debido a la generación de un mayor número de núcleos disponibles.

Selección de Cristalizadores Industriales

Para producir cristales grandes, los cristalizadores de batea con enfriamiento son la única tecnología aceptable a la fecha. Sin embargo, los cristalizadores agitados tienen varias ventajas sobre los cristalizadores de batea, incluyendo la operación automatizada continua, el bajo costo de mano de obra por unidad producida, una mayor pureza del producto de una determinada solución de alimentación, una distribución granulométrica más controlada y un menor costo de capital por unidad producida.

Las operaciones de cristalizadores existentes pueden ser mejoradas a través de ciertas modificaciones, tal como el uso de mezcladores neumáticos, la agitación con aire y el uso de los cristalizadores secuenciales o por etapas.

Recientemente se han incorporado nuevos diseños de cristalizadores entre los que se destaca el diseño de los cristalizadores de lecho fluidizado, los que resultan ideales para la producción de cobre de tipo nieve. En la siguiente figura se observa un corte esquemático a través de uno de estos equipos, recomendados en la literatura para su aplicación unido a un esquema de SX de cobre seguido de cristalización de $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$.

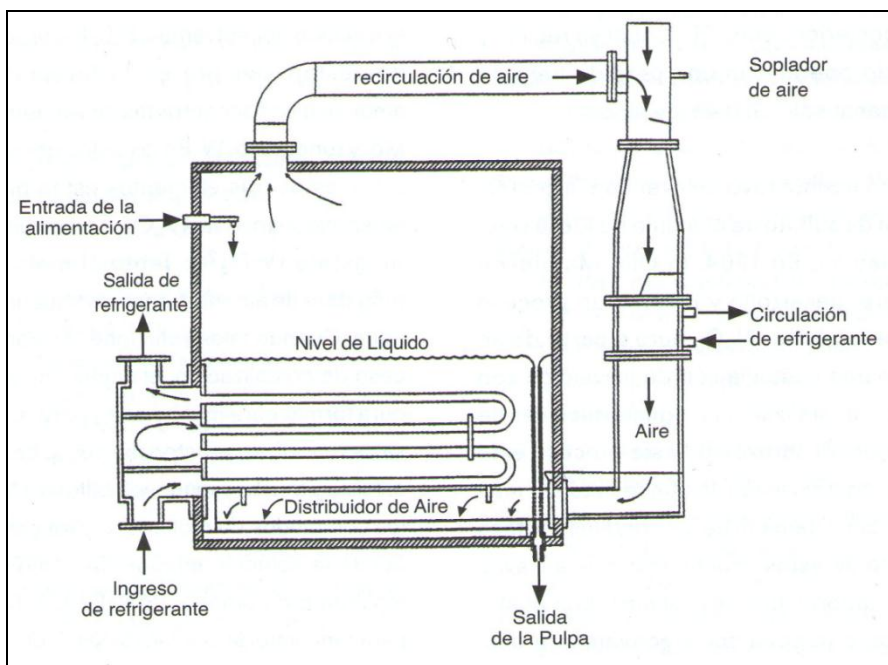
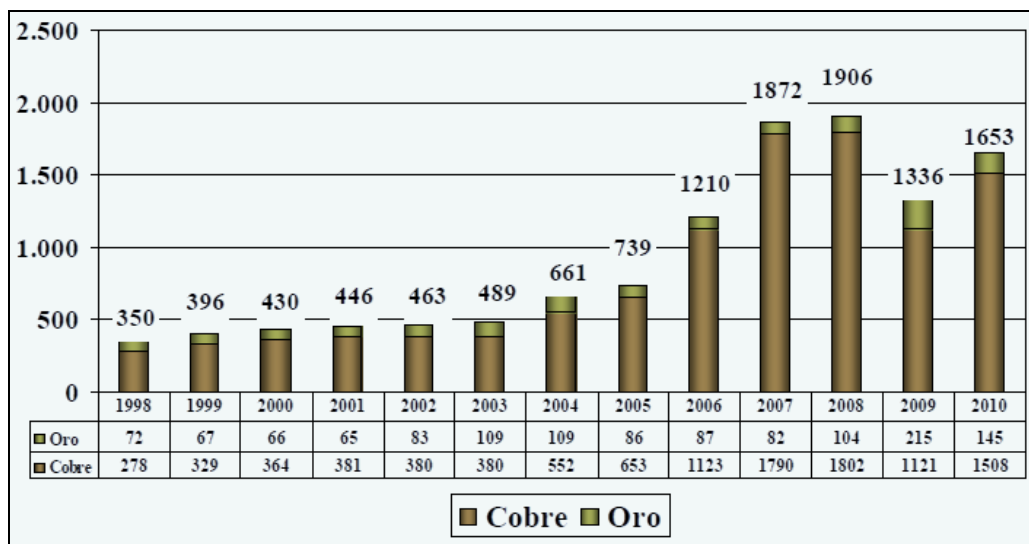


Ilustración 50: Corte esquemático mostrando el funcionamiento de un cristizador de lecho fluidizado apropiado para la producción de sulfato de cobre tipo nieve

ANEXO B: Antecedentes poderes de compra de la región

Dado que la vida del proyecto Anico está basada en la pequeña minería, es necesario contar con un par de antecedentes al respecto. A continuación se presenta una estadística y evolución de los pequeños productores a nivel nacional, pertenecientes a la minería de oro y cobre, a lo largo de la última década.



Cantidad de pequeños Productores de mineral

En el año 2011 recién pasado se tuvo del orden de 2.800 productores empadronados por ENAMI, de los cuales alrededor de 1.250 corresponden a las regiones Coquimbo y Valparaíso, que son las que, en este caso, competen al proyecto. A continuación se enlistan los productores empadronados según el poder de compra que los empadrona.

Tabla 93: Productores empadronados ENAMI

Región	Localidad	Poder de compra	Productores Emp.ENAMI	Plantas Emp. ENAMI
Coquimbo	Coquimbo	Guayacán	60	10
	Ovalle	Planta Delta	619	1
	Illapel	Portezuelo	304	3
	Illapel	El Arenal		
Valparaíso	Petorca	Alberto Bronce		
	Cabildo	Las Cenizas	297	0
	Cabildo	Catemu		
	Codelco	Ventanas	7	7

Durante el año 2009, en su conjunto, las plantas alcanzaron un abastecimiento total de 3.134.346 [t] de mineral, de las cuales beneficiaron 2.741.942 [t] de mineral, 1.377.902 [t] correspondiente a sulfuros y 1.364.040 [t] a óxidos, lo que permitió despachar 63.679 [ts] de concentrados y 19.643 [t] de cátodos de cobre.

La tabla a continuación muestra la Evolución de Compra de Minerales, indistintamente del tipo de éste, en toneladas métricas secas y miles de dólares, para el año 2010 y 2011 según el poder de compra. Teniéndose en la zona de interés para el año 2010 un total de 1.958.469 [ts] por kUSD 119.454,8 que representan casi el 38% del tonelaje y el 40% de los gastos; mientras que para el año 2011 se compró un total de 2.286.495 [ts] por kUSD 150.752,2 que representan casi el 38% del tonelaje y el 35% de los gastos del año.

Tabla 94: Evolución Compra de Minerales

Repartición	ts		kUSD	
	2010	2011	2010	2011
Arica	35.373	33.000	2.618,3	3.283,4
Barriles	179.972	186.000	13.657,6	13.708,5
Calama	32.782	34.800	2.787,5	3.605
Mantos Blancos	178.414	146.400	13.754,5	13.9597
Taltal	441.995	461.534	37.184,2	51.642,6
Salado	795.779	726.903	40.595,4	59.375,6
Matta	1.554.013	1.756.154	85.532,2	136.837,0
<i>Vallenar</i>	<i>451.288</i>	<i>476.257</i>	<i>27.494,5</i>	<i>37.287,4</i>
<i>Delta</i>	<i>878.533</i>	<i>1.184.802</i>	<i>46.196,2</i>	<i>58.596,0</i>
<i>Illapel</i>	<i>269.181</i>	<i>321.716</i>	<i>19.410,1</i>	<i>26.216,2</i>
<i>Cabildo</i>	<i>359.467</i>	<i>303.720</i>	<i>26.354,0</i>	<i>28.652,6</i>
Rancagua	42.151	14.000	3.376,6	1.282,5
Total	5.218.948	5.645.286	318.961,1	434.447,4

Debido al sobrestock con que normalmente cuenta ENAMI es que desde el año 2009 ha buscado una política de reducción de Stocks, con el fin de reducir los costos de almacenamiento, entre otros.

A continuación se enlistan las toneladas métricas secas de minerales oxidados (lixiviación) y minerales sulfurados (flotación), para los años 2009, 2010 y 2011, y además, a modo de descripción un tanto más amplia, se enlistan los stocks, disponibilidad (Stock + Compra – Beneficio Propio) y saldo en toneladas métricas secas de mineral de cada agencia de ENAMI, para minerales oxidados y minerales sulfurados de cobre respectivamente.

Tabla 95: Tonelaje por Agencia ENAMI

Agencia	2009 ts		2010 ts		2011 ts	
	Flotación	Lixiviación	Flotación	Lixiviación	Flotación	Lixiviación
Arica	0	6.530	0	41.903	0	65.856
Barriles	0	11.255	0	59.876	0	8.695
Calama	0	0	0	609	0	0
Mantos Blancos	0	143.923	0	120.315	0	5.372
Taltal	69.153	309.637	101.749	277.063	149.127	277.195
Salado	0	314.819	0	395.928	0	105.229
Matta	81.254	337.061	112.115	133.503	0	77.924
Vallenar	34.180	91.381	22.811	137.431	0	60.286
delta	87.517	120.326	261.899	158.386	251.443	60.987
Illapel	138.054	3.662	182.019	2.437	99.136	33.263
Cabildo	4.197	39.654	4.734	39.654	0	9.654
Petorca	2.402	0	1.091	0	0	0
Rancagua	5.405	0	10.514	0	9.254	0
Total	422.162	1.378.248	696.932	1.367.105	508.960	704.461
	1.800.410		2.064.037		1.213.421	

Tabla 96: Minerales Oxidados por Agencia ENAMI

Agencia	Stock ts al 28/02/11	Disponibilidad anual ts	Tipo Contrato	Saldo ts al 31/12/11
Taltal	257.195	397.195	Maquila	277.195
Salado (Compra)	252.406	222.406	Maquila	105.229
Matta	127.924	77.924		77.924
Arica	45.856	65.856		65.856
Delta	130.987	210.987	Maquila	60.987
Vallenar	130.286	210.286	Venta	60.286
Illapel	13.263	233.263	Venta	33.263
Catemu	39.654	239.654	Venta	9.654
Tocopilla	73.695	223.695	Venta	8.695
Antofagasta	95.372	225.372	Maquila	5.372
Calama	612	48.000	Venta	0
Salado (Laura)	122.823	122.823	Maquila	0
Total	1.290.073	2.277.461		704.461

Tabla 97: Minarles de Flotación por Agencia ENAMI

Agencia	Stock ts al 28/02/11	Disponibilidad anual ts	Tipo Contrato	Saldo ts al 31/12/11
Delta	194.266	194.266		194.266
Taltal	91.771	211.771	Maquila	131.771
Illapel	161.112	189.112	Maquila	69.112
Matta	43.704	0		0
Vallenar	8.661	0		0
Cabildo	4.390	74.390	Maquila	0
Rancagua	1.260	3.260	Maquila	0
Total	505.164	672.799		395.149

En el año 2010 las compras de mineral por parte de ENAMI superaron las 5,2 millones de [t], ver tabla 94, mientras los pequeños productores mineros aportaron mineral tal que en su conjunto produjeron del orden de 180 [tf] anuales, lo que representa aproximadamente el 3% de la producción nacional de cobre.

La tabla a continuación se describe la compra y el chancado de mineral por parte de las agencias ENAMI más importantes de la zona, durante todo el año 2010 y comienzos 2011.

Tabla 98: Tonelaje Agencias ENAMI

MES	Portezuelo		Catemu		Delta	
	Compra	Chancado	Compra	Chancado	Compra	Chancado
ene-10	19.063	19.806	21.734	21.734	44.445	46.839
feb-10	23.464	23.975	20.964	20.964	46.953	45.513
mar-10	24.371	24.772	23.289	23.289	52.372	53.193
abr-10	21.152	20.891	12.423	12.423	54.565	55.589
may-10	20.489	21.566	16.322	16.322	44.268	42.500
jun-10	20.713	21.096	16.319	16.319	40.549	40.454
jul-10	22.549	24.568	17.396	17.396	47.968	50.120
ago-10	24.478	24.982	20.572	20.572	48.713	48.685
sep-10	21.186	21.335	17.074	17.074	45.029	42.507
oct-10	22.509	23.711	17.974	17.974	48.417	48.861
nov-10	24.240	25.218	19.501	19.501	52.806	48.962
dic-10	25.017	26.375	19.640	19.640	51.802	49.170
ene-11	24.220	23.419	19.360	19.360	50.213	53.150
feb-11	26.207	25.826	20.596	20.596	48.120	47.497
mar-11	29.516	28.646	24.064	24.064	54.338	52.405
Promedio	23.278	23.746	19.149	19.149	48.704	48.363

En la siguiente tabla se presenta una radiografía de la pequeña minería ligada a ENAMI, en donde se muestra el diagnóstico regional según sus productores, teniendo en cuenta el número total de productores empadronados y el número de ellos que efectivamente venden a ENAMI, además del tonelaje vendido y la relación de este con ambos grupos, para el año 2011.

Tabla 99: Diagnóstico Pequeña Minería por provincia

Comuna	Faenas con P. bajo 2.000 t/mes	# Padrones bajo 2.000 t/mes	t/mes de Mineral	Razón t/mes por # Padrones	Según Padrones %
Elqui					
Andacollo	41	161	29.216	181,5	5,4%
Coquimbo	27	104	25.874	248,8	4,7%
La Higuera	90	310	68.707	221,6	12,6%
La Serena	73	281	72.029	256,3	13,2%
Vicuña	23	62	17.890	288,5	3,3%
Paihuano	7	16	3.723	232,7	0,7%
Subtotal	261	934	217.439	232,8	39,9%
Limarí					
Combarbalá	127	414	61.553	148,7	11,3%
Monte patria	46	126	23.839	189,2	4,4%
Ovalle	119	324	75.324	232,5	13,8%
Punitaqui	67	202	27.564	136,5	5,1%
Rio Hurtado	68	153	38.734	253,2	7,1%
Subtotal	427	1219	227.014	186,2	41,6%
Choapa					
Canela	41	107	15.350	143,5	2,8%
Illapel	148	415	56.706	136,6	10,4%
Los Vilos	10	45	7.910	175,8	1,5%
Salamanca	47	134	20.661	154,2	3,8%
Subtotal	246	701	100.627	143,5	18,5%

No es raro que la cantidad de material que es ofertado a ENAMI y la cantidad que se compra de este esté relacionada con el precio del cobre, es más, es claro notar (ver ilustración siguiente) que en general es proporcional y que de seguir aumentando el precio de este metal, aumentará también la compra por parte de ENAMI.

En el siguiente gráfico se muestra la relación que tienen las compras de mineral seco por parte de ENAMI con respecto al precio de cobre mensual.

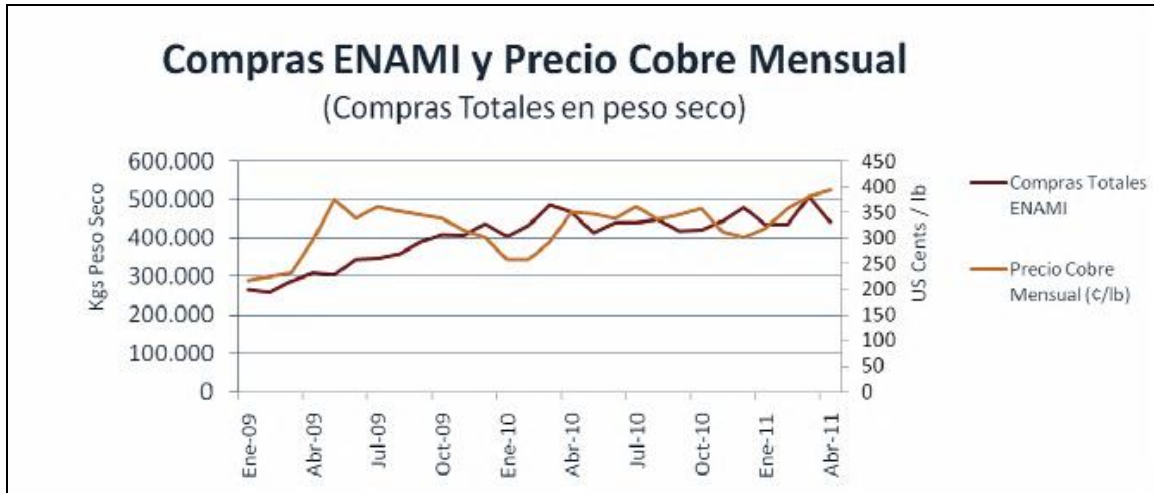
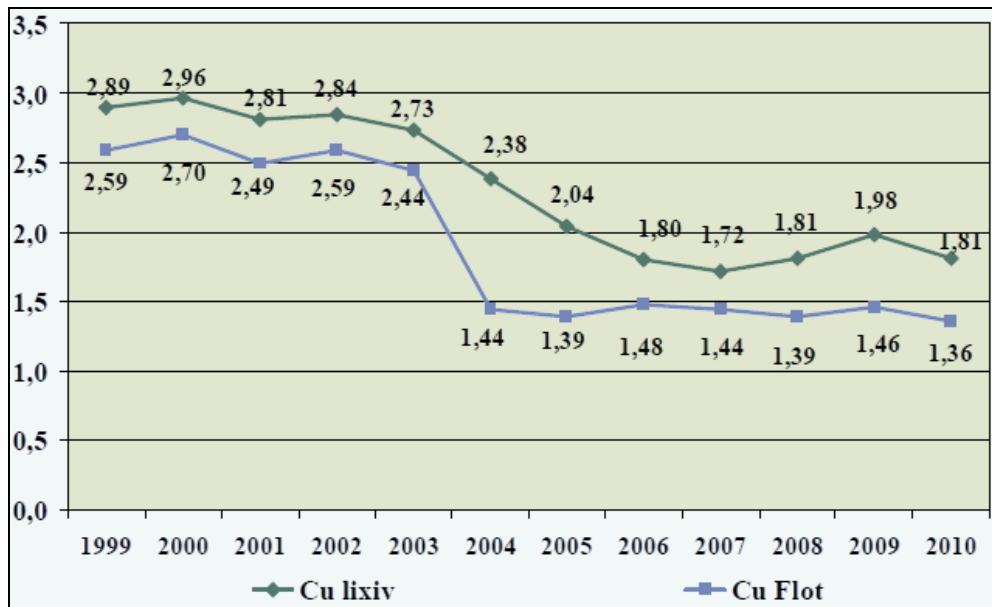


Gráfico compras totales ENAMI

Lo anterior explica por qué ENAMI se encuentra comprando más mineral y que las leyes promedio de mineral para lixiviación y flotación hayan bajado considerablemente con respecto a la década recién pasada, llegando a ser incluso hasta la mitad de su valor.

A continuación se presenta un resumen de las leyes promedio de mineral de compra por parte de ENAMI, para minerales de cobre para lixiviación y minerales de cobre para flotación.



Ley media de entregas de Cobre a ENAMI

Otro punto que se debe tener en cuenta en este análisis son las tarifas actuales que paga ENAMI, pues en función de estas se tendrán las leyes que se recibirán en la Panta Puerto Oscuro y lo que se pagará por ellas.

Las tablas a continuación describen la forma en que paga ENAMI, así como también sus tarifas y ajustes, y por último el castigo que otorga según impurezas y la concentración de las mismas.

Tabla 100: Base de compra mineral ENAMI

Cupríferos					
Tarifa		Cobranza Otorgamiento		Cobranza	
Base	Escala	Fondo Estabilización		Crédito Tarifa indiv.	
\$/ts	\$/Tms. 1%	\$/ts. 1%	\$/ts. 1%	\$/ts. 1%	

Tabla 101: Tarifa Mineral de Lixiviación

Minerales de Lixiviación en Pilas, Tarifas mes de Abril. Cobre Base 2,5% CuS							
Tarifas Nacionales Óxidos (sxew)			56.151	27.575	0	0	842
Ajuste por ácido tarifa nacional óxidos: \$/(1% Cu – 1kg ácido Cu recuperado) sobre un consumo base de 4.98 kg/kg						562	
Tarifas sxew plantas ENAMI + Cabildo			57.918	28.282	0	0	864
Ajuste por ácido tarifa sxew plantas ENAMI + Cabildo: \$/(1% Cu – 1kg ácido Cu recuperado) sobre un consumo base de 4.98 kg/kg						576	

Tabla 102: Castigo por impurezas Mineral de Lixiviación

Castigo por Impurezas para Lotes del mes de ABRIL 2012					
Tipo de Impurezas	Tolerancia	Máximo Aceptable	Castigo sobre tolerancia, por cada:		
			0,10%	1,00%	10 ppm
Arsénico	0,20%	0,40%	\$ 980		
Antimonio	0,30%	0,50%	\$ 980		
Zinc	1,00%	6,00%		\$ 147	
Mercurio	5 ppm	50 ppm			\$ 735
Plomo	0,50%	4,00%	\$ 24		
Cloro	0,50%	1,00%	\$ 1.616		
Cloro	1,00%	5,00%	\$ 3.232		
Cadmio	5 ppm	100 ppm			\$ 490
Bismuto	5 ppm	10 ppm			\$ 2.086

*** Los datos con que se trabajó en este acápite provienen de la página web oficial de la ENAMI y la SONAMI así como también sus publicaciones oficiales.

ANEXO C: Estudio Geofísico de Polarización Inducida/ Resistividad Mina Anico

INTRODUCTION

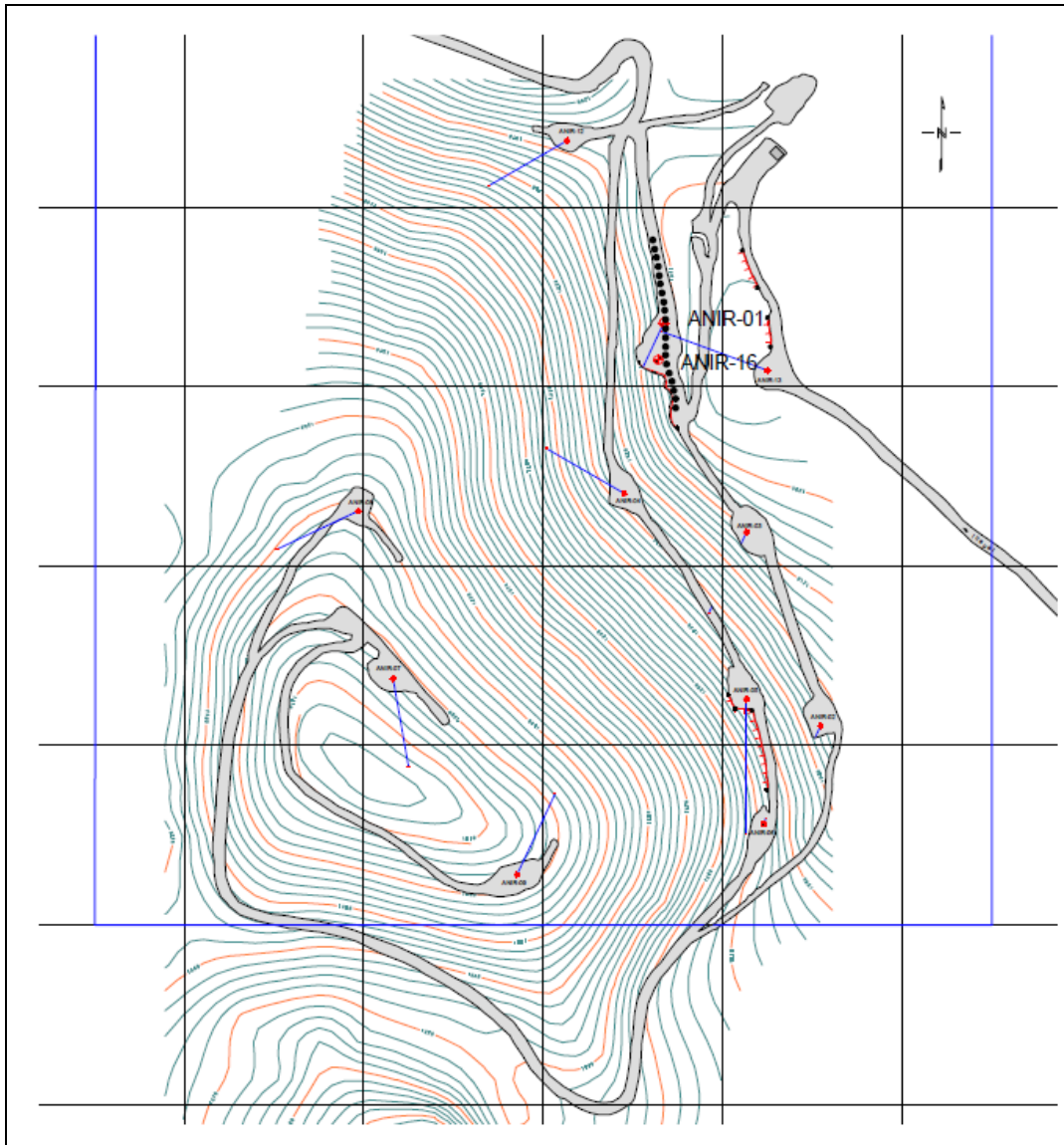
This brief note describes the geophysical work and the results study carried out, during last week of August 2011 geophysical crews for MAPING LTDA. Completed one line of induced polarization (IP) surveys over the mineralized mainly structure Anico mine (ilustración siguiente).

Mainly, the purpose of the IP survey was designed to identify the chargeability and resistivity IP geophysical characteristics of the known mineralization previously outlined and to expand the survey grid well beyond the area of known mineralization to search for similar features, using the IP geophysical characteristics of the known mineral resource as a comparative interpretive guide.

The Induced Polarization/Resistivity method allows obtaining a characterization of the underground in relation to the electric Resistivity and to the phenomenon of IP. The Resistivity is associated to the alteration grade and fractures of the rocks, as well as to the material type and electrolytes that it contains, while the polarization indicates potential areas of metallic mineralization.

This brief note also describes an analysis and interpretation of the data that it includes the application of a quantitative procedure of inversion data, through out of which it tries to recover the intrinsic geo-electrics images of the underground to each profile.

The geo-electric results are presented in cross-section of Induced Polarization.



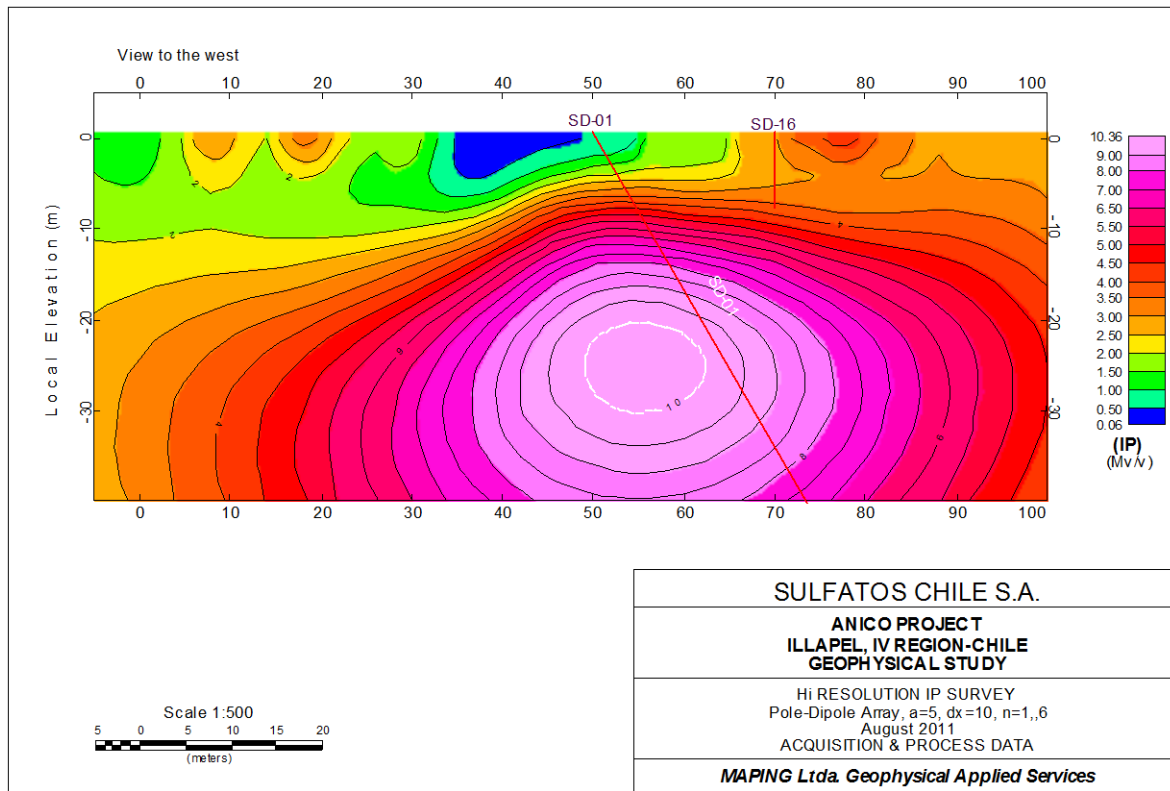
Shows the IP survey Line1 location indicated with black circles aligned to drill-holes ANIR-01 & ANIR-16.

RESULTS PRESENTATION

The results is presented as modeled cross-sections of IP line, of real recovered polarization value, conforming a mesh of two dimensions, using contours of iso-values of IP that constitute the spatial variation quantitatively (2D).

The red color toward magenta color indicates high chargeability values, and the sky-blue toward blue color, indicate lower IP values, the rest indicate intermediate IP values.

CROSS-SECTION Line 1



The coverage of cross-section Line 1 extends 100 meter long and 30 meters depth.

Results are highly encouraging, revealing a well-defined moderate-strength chargeability anomaly that is at least 40 meters wide, is open in vertical direction.

The anomaly supports the interpretation of a large structure zone, perpendicular to the cross-section plane, with possible mineralization that is centred within the folded and faulted horizon sequence. The IP anomalies suggest that the mineralization extends to the west & east beyond of coverage in this IP survey. Even more, quantitatively we can add that the maximum IP value reached in this cross-section image is 10.36 mV/v, this means the highest IP values are of moderated character context, but there is quite enough contrast for support a mineralized vein structure, considering a background of the order of 5 mV/v.

Which is consistent with high IP values, correlating with a evidence mineral content, occurs over part of the surface survey area, along this vein, and, therefore, along this anomaly, are several occurrences of the copper oxides which, is important for the emplacement of mineralization, and has the best possibilities of existence of potential

economic minerals, additionally it can infer areas with sulfides contribution, as we know near to the surface.

Finally, the core of the IP anomaly indicated as a white circle, is centered between 50 to 60 meter cross-section image (10 meters wide, could be represent the ore body vein), and 20 meter depth.

CONCLUSIONS Y RECOMMENDATIONS

- The IP survey has revealed an anomalous zone that correlate with mineralized ore body vein within exposed at surface.
- The anomaly is very good defined and the greatest exploration interest. It occurs along the main northerly-trending fault along which some of old workings occur and along which are several occurrences of the copper oxide were observed. It consists of an IP high correlating with a moderate resistivity, could also be reflects sulphides I depth.
- Excavator trenching & exploration tunnel should be done throughout ore body vein where it appears the causative sources of the IP anomalies reach the surface. These would be as follows, assuming that access can be gained to each spot:
- The geophysical data should be interpreted jointly with exiting geological and geochemical data, especially on the recommendation selection of the drill target, for instance plotting the drill-holes result over the modeled IP cross-section, and to note about the correlation,
- Make 3D solid representation from either, Modeled croos-section 2D or re-processed the IP data through a 3D software IP processing.
- As results from the drill program return, the geophysical data should be reevaluated as feed-back information, so as help select subsequent next drill holes campaign, for instance plotting the drill-holes result over the modelled IP cross-section, and to note about the correlation, and adjust the IP cross-section with the new information.
- Finally, according to the good results in this area, primarily is necessary to apply more detail work of Geophysics, Geology and Geochemistry. In such way allow us to have all the information targeting.

Submitted By
MAPING LTDA.

ANEXO D: Geomecánica Mina Anico

En los Túneles y Taludes rocosos, los mecanismos de inestabilidad son controlados por el grado de alteración y anisotropías existentes en el macizo, tales como la estratificación, juntas, fallas, cuya relación con los mecanismos de inestabilización es regida por los siguientes factores:

- Distribución espacial de las discontinuidades, relación entre su posición (rumbo y buzamiento) con la dirección del túnel. Siendo este el más importante a considerarse en el trazo de entrada y salida del túnel.
- Presencia y naturaleza de los materiales de relleno de las discontinuidades.
- Irregularidades en las superficies de las discontinuidades.
- Rotura y movimientos anteriores.

Existen muchos métodos útiles para poder clasificar un macizo rocoso, entre ellos se puede escoger algunos métodos elaborados por autores conocidos mundialmente en el campo de la mecánica de rocas que realiza análisis específicos para el diseño de túneles entre estos cabe mencionar a Bieniawski y Barton.

- Clasificación según Bieniawski

Es una clasificación fue desarrollada principalmente a partir de excavaciones subterráneas mineras para la estimación de fortificación, definido como:

$$RMR = P (UCS) + P (RQD) + P (S) + P (JC) + P (WC)$$

Dónde:

- UCS: Resistencia a la compresión a la roca alterada, Bieniawski emplea la clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca que proponen, Deere y Millar, como alternativa se podrá utilizar la “Clasificación de carga de punta”, para cualquier tipo de roca, excepto la muy frágil. Valores de 0 a 15.
- RQD: índice de calidad de la roca según Deere y Miller. Valores de 3 a 20.
- S: Espaciamiento de las discontinuidades, es decir de las fallas, planos de estratificación y otros planos de debilidad. Valores de 5 a 20.

- JC: Condiciones físicas y geométricas de las discontinuidades, este parámetro toma en cuenta la separación o abertura de las fisuras, su continuidad, la rugosidad de su superficie, el estado de las paredes (duras o blandas), y la presencia de relleno en las discontinuidades. Valores de 0 a 30.
- WC: Presencia de agua subterránea, se intenta medir la influencia del flujo de las aguas subterráneas sobre la estabilidad de las excavaciones en función del caudal que penetra en la excavación, y de la relación entre la presión del agua en las discontinuidades y el esfuerzo principal. Bieniawski reconoció que cada parámetro no contribuye necesariamente de igual manera al comportamiento del macizo. Valores de 0 a 15.

En función de la suma de las distintas categorías se tiene la siguiente clasificación para el macizo rocoso

Categorización macizo rocoso según RMR

R.M.R.	Descripción del macizo rocoso	Clase
Suma de los puntajes obtenidos de las tablas anteriores		
81 - 100	Muy bueno	I
61 - 80	Bueno	II
41 - 60	Medio	III
21 - 40	Malo	IV
0 - 20	Muy malo	V

Características resistencia macizo rocoso según RMR

Clase (R.M.R.)	c [Kpa]	φ °	t sin soporte
I (81 - 100)	> 400	> 45	20 años, luz de 15m
II (61 - 80)	300 - 400	35 - 45	1 año, luz de 10m
III (41 - 60)	200 - 300	25 - 35	1 semana, luz 5 m
IV (21 - 40)	100 - 200	15 - 25	10 hs., luz 2.50 m
V (0 - 20)	< 100	< 15	30 min, luz 1m

Para el cálculo de la carga actuante sobre el túnel, recomienda usar la siguiente fórmula:

Altura de la carga de roca en el techo: $H_p = ((100 - RMR) / 100) b$

Carga equivalente sobre el techo: $PV = H_p g$

Carga Equivalente paredes laterales: $PH = 0$ (para $RMR > 60$)

$PH = H_p g / 2$ (para $RMR < 50$)

Dónde:

b = ancho del túnel (m)

g = peso específico de la roca (t/m³)

Categorías de fortificación según RMR para un túnel de 10 [m] de Luz

Rock mass class	Excavation	Rock bolts (20 mm diameter, fully grouted)	Shotcrete	Steel sets
I - Very good rock RMR: 81-100	Full face, 3 m advance.	Generally no support required except spot bolting.		
II - Good rock RMR: 61-80	Full face , 1-1.5 m advance. Complete support 20 m from face.	Locally, bolts in crown 3 m long, spaced 2.5 m with occasional wire mesh.	50 mm in crown where required.	None.
III - Fair rock RMR: 41-60	Top heading and bench 1.5-3 m advance in top heading. Commence support after each blast. Complete support 10 m from face.	Systematic bolts 4 m long, spaced 1.5 - 2 m in crown and walls with wire mesh in crown.	50-100 mm in crown and 30 mm in sides.	None.
IV - Poor rock RMR: 21-40	Top heading and bench 1.0-1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excavation, 10 m from face.	Systematic bolts 4-5 m long, spaced 1-1.5 m in crown and walls with wire mesh.	100-150 mm in crown and 100 mm in sides.	Light to medium ribs spaced 1.5 m where required.
V - Very poor rock RMR: < 20	Multiple drifts 0.5-1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excavation. Shotcrete as soon as possible after blasting.	Systematic bolts 5-6 m long, spaced 1-1.5 m in crown and walls with wire mesh. Bolt invert.	150-200 mm in crown, 150 mm in sides, and 50 mm on face.	Medium to heavy ribs spaced 0.75 m with steel lagging and forepoling if required. Close invert.

Según esta clasificación, la roca califica como Clase III** (tipo medio de 41 a 60), ya que, dada la descripción geológica, obtuvo un puntaje promedio de 45, visto conservadoramente. Según esto la roca poseería una cohesión c entre 200 y 300 [kPa] y un ángulo de fricción ϕ de 25 a 35 grados. Soportando solo una semana si fortificación a una luz máxima de 5 [m], teniendo claro que al tratarse de una luz menor a esta el tiempo sin fortificación debiese de aumentar.

Altura de la carga de roca en el techo: $H_p = ((100 - 45) / 100) * 4$

$H_p = 2,2$ [m]

Carga equivalente sobre el techo: $PV = 2,2 * 2,8$

$$PV = 6,16 \approx 6,2 \text{ [m]}$$

Carga Equivalente paredes laterales: $PH = 2,2 * 2.8 / 2$ (para $RMR < 50$)

$$PH = 3,08 \approx 3,1 \text{ [m]}$$

- Clasificación según Barton

Basándose en una gran cantidad de casos tipo de estabilidad en excavaciones subterráneas, el Norgerian Geotechnical Institute (N.G.I.), propuso un índice para determinar la calidad del macizo rocoso en túneles y taludes.

El valor numérico de éste índice Q se define por:

$$Q = (RQD / J_n) (J_r / J_a) (J_w / SRF)$$

Esta clasificación utiliza seis parámetros para definir la clase de macizo:

RQD = índice de calidad de la roca.

J_n = índice del número de familias de fracturas

J_r = índice de rugosidades en las fracturas

J_a = índice de alteración de las paredes de las fracturas

J_w = índice del caudal afluyente

SRF = índice del estado de tensión del macizo

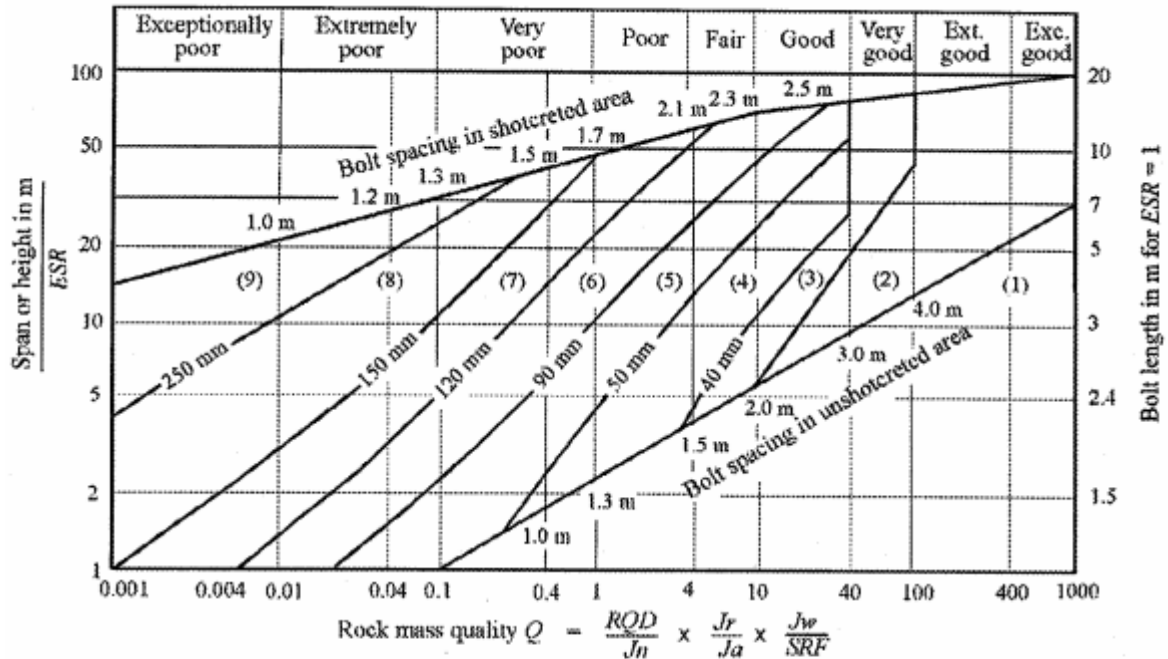
Dónde:

(RQD / J_n) Representa crudamente el “tamaño” de los bloques presente

(J_r / J_a) Representa rugosidad y características de resistencia al corte de las diaclasas (paredes y/o relleno)

(J_w / SRF) Representa las tensiones activas Presión de agua y estado tensional para distintos tipos de macizos encontrados durante la excavación.

Excavation category	ESR
A Temporary mine openings	3-5
B Permanent mine openings, water tunnels for hydro power (excluding high pressure penstocks), pilot tunnels, drifts and headings for large excavations	1.6
C Storage rooms, water treatment plants, minor road and railway tunnels, surge chambers, access tunnels	1.3
D Power stations, major road and railway tunnels, civil defence chambers, portal intersections	1.0
E Underground nuclear power stations, railway stations, sports and public facilities, factories	0.8



REINFORCEMENT CATEGORIES

- | | |
|---|---|
| <ul style="list-style-type: none"> 1) Unsupported 2) Spot bolting 3) Systematic bolting 4) Systematic bolting with 40-100 mm unreinforced shotcrete | <ul style="list-style-type: none"> 5) Fibre reinforced shotcrete, 50 - 90 mm, and bolting 6) Fibre reinforced shotcrete, 90 - 120 mm, and bolting 7) Fibre reinforced shotcrete, 120 - 150 mm, and bolting 8) Fibre reinforced shotcrete, > 150 mm, with reinforced ribs of shotcrete and bolting 9) Cast concrete lining |
|---|---|

Categorías de fortificación según Q

Dónde:

De = Luz libre / ESR, Diámetro equivalente de la excavación [m]

L = (2 + 0,15 b) / (ESR), Largo de pernos [m]

M_{span} = 2 ESR Q^{0,4}, Longitud o span máximo sin soportes [m]

P_{roof} = 2 J_n^{1/2} Q^{-1/3} / (3 J_r), Presión del soporte o carga de roca en el techo [Kg/cm²]

La clasificación del macizo rocoso según Bieniawski y Barton, son de un interés muy especial, ya que incluyen un número suficiente de datos para poder evaluar correctamente todos los factores que tienen influencia en la estabilidad de una excavación tanto en túnel como en corte de taludes en roca. Existe una relación entre estos dos tipos de clasificaciones, dada por la siguiente ecuación:

$$RMR = 9 \ln (Q) + 44$$

Según esta clasificación, la roca califica como Clase III** (tipo medio de 41 a 60), ya que, dada la descripción geológica, obtuvo un puntaje promedio de 45, visto conservadoramente. Según esto la roca poseería una cohesión c entre 200 y 300 [kPa] y un ángulo de fricción ϕ de 25 a 35 grados. Soportando solo una semana si fortificación a una luz máxima de 5 [m], teniendo claro que al tratarse de una luz menor a esta el tiempo sin fortificación debiese de aumentar.

$$\text{Altura de la carga de roca en el techo: } H_p = ((100 - 45) / 100) * 4$$

$$H_p = 2,2 \text{ [m]}$$

$$\text{Carga equivalente sobre el techo: } P_V = 2,2 * 2,8$$

$$P_V = 6,16 \approx 6,2 \text{ [m]}$$

$$\text{Carga Equivalente paredes laterales: } P_H = 2,2 * 2,8 / 2 \text{ (para RMR} < 50)$$

$$P_H = 3,08 \approx 3,1 \text{ [m]}$$

Según esta clasificación, la roca posee un Q de 1,12**, lo que la calificaría como una roca pobre.

$$\text{Diámetro equivalente de la excavación usando ESR como 1,6: } D_e = 4 / 1,6$$

$$D_e = 2,5 \text{ [m]}$$

$$\text{Largo de pernos: } L = (2 + 0,15 * 2) / (1,6)$$

$$L = 1,44 \text{ [m]} \approx 1,45 \text{ [m]}$$

$$\text{Longitud o span máximo sin soportes } M_{\text{span}} = 2 * 1,6 * 1,2^{0,4}$$

$$M_{\text{span}} = 3.35 \text{ [m]}$$

Según el gráfico se debiesen de utilizar pernos y shotcrete no reforzado de entre 40 y 100 [mm] de espesor.

- Peso Unitario o densidad aparente

Depende de sus componentes y se define como el peso por unidad de volumen. Basado en la norma ASTM D-2845, y en el método sugerido por la ISRM, Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, Committee on Laboratory Tests. Es aplicable a muestras de geometría regular cuyo volumen puede determinarse en base a sus dimensiones geométricas. La fórmula para el cálculo del peso unitario, o simplemente, la densidad aparente, corresponde a la siguiente:

$$\gamma = P_p / V_p$$

Dónde:

$$\gamma = \text{Peso Unitario}$$

$$P_p = \text{Peso total de la probeta}$$

V_p = Volumen total de la probeta
 $V_p = 0.25 \pi D^2 L$
 D = Diámetro promedio de la probeta
 L = Largo promedio de la probeta

Según el Grado de Saturación (S) de la muestra se obtiene:

- Peso Unitario Natural (con $0\% < S < 100\%$)
- Peso Unitario Seco (con $S=0\%$)
- Peso Unitario Saturado (con $S=100\%$)

La densidad aparente promedio fue de $2,76 [t/m^3]$ con una desviación estándar de 0,04.

Resumen Peso Unitario

Identificación Muestra	Diámetro Promedio (mm)	Largo Promedio (mm)	Peso Seco (g)	Peso Unitario ^e (t/m ³)
M-1	49,9	94,4	516,58	2,80
M-2	49,9	100,7	548,55	2,79
M-4	49,9	102,4	543,62	2,71
M-5	49,9	100,6	530,89	2,70
M-6-1	49,9	103,2	561,64	2,78
M-6-2	49,9	102,7	555,87	2,77

- Compresión Uniaxial Simple

Este ensayo permite evaluar la resistencia a la compresión uniaxial, o no confinada, a una probeta cilíndrica de roca según el procedimiento indicado en norma ASTM D-2938, y el procedimiento sugerido por la ISRM, Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests, Committee on Laboratory Tests.

El procedimiento del ensayo consiste en aplicar una carga de compresión axial, normal a las caras de la probeta, según incrementos predeterminados de carga, hasta la ruptura de la probeta con un modo de falla característico, y la resistencia a la compresión uniaxial simple se calcula de la siguiente forma:

$$\sigma_c = Q / A$$

Dónde:

σ_c = Esfuerzo de ruptura en compresión uniaxial

Q = Carga máxima de compresión, o de ruptura

A = Área en que se aplica la carga = $0.25 \pi D^2$

D = Diámetro de la probeta

La Compresión Uniaxial promedio fue de 75,18 [MPa] con una desviación estándar de 16,52

Resumen Compresión Uniaxial

Identificación Muestra	Diámetro (mm)	Carga de Ruptura (kg)	CUS (kg/cm ²)	CUS ₅₀ (kg/cm ²)	CUS (MPa)	CUS ₅₀ (MPa)
M-1	49,90	14.957,35	764,83	764,55	75,06	75,03
M-2	49,90	13.799,94	705,64	705,39	69,25	69,22
M-4	49,90	20.655,39	1.056,19	1.055,81	103,65	103,61
M-5	49,90	16.559,93	846,77	846,47	83,10	83,07
M-6-1	49,90	12.108,33	619,15	618,92	60,76	60,74
M-6-2	49,90	11.841,24	605,49	605,27	59,42	59,40

- Tracción Indirecta

Este ensayo se basa en el procedimiento indicado por CANMET, Pit Slope Manual, Supplement 3-1, Laboratory Classifications Tests y en el método sugerido por la ISRM, Commission on Standardization of Laboratory & Field Tests, así como en la norma ASTM D-3967 (Splitting Tensile Strength).

Básicamente, el ensayo consiste en aplicar una carga de compresión lineal sobre una muestra de roca con la forma de un disco, hasta que se produce la ruptura del disco en la forma de una fractura vertical.

$$\sigma_t = 2 P / \pi D T$$

$$\sigma_t = 0.636 P / D T$$

Dónde:

σ_t = Resistencia a la tracción indirecta

P = Carga máxima de compresión, o de ruptura

D = Diámetro del disco de roca

T = Espesor del disco de roca (T/D entre 0.20 y 0.75)

La Tracción Indirecta promedio fue de 72,6 [Kg/cm²] con una desviación estándar de 15,4

ANEXO E: Análisis Muestras Sondajes

Muestras de superficie Sulfatos Chile Mina Anica las muestras tomadas en los mapeos de superficie sector ANIR 01 y ANIR 02					Muestras de superficie Sulfatos Chile Mina Anica las muestras tomadas en los mapeos de superficie sector ANIR 04; 05; 06						
	Muestras	%Cu T	%Cu S	Ag g/Ton	Au ppm		Muestras	%Cu T	%Cu S	Ag ppm	Au ppm
1	254183	0,17	0,05	1,90		1	200739	0,01	0,00	0,00	
2	254184	0,21	0,08	1,40		2	200740	0,08	0,02	0,00	
3	254185	0,30	0,14	1,80		3	200741	0,03	0,01	0,00	
4	254186	0,07	0,03	0,70		4	200742	0,30	0,21	0,50	
5	254187	0,16	0,10	0,90		5	200743	0,33	0,19	0,90	
6	254188	0,09	0,02	1,60		6	200744	0,17	0,06	0,50	
7	254189	0,04	0,01	1,10		7	200745	0,24	0,09	0,30	
8	254190	0,01	0,00	0,90		8	200746	0,36	0,16	0,50	
9	254191	0,04	0,01	0,70		9	200747	0,01	0,04	0,00	
10	254192	0,01	0,00	0,80		10	200748	0,49	0,38	0,90	
11	254193	0,07	0,02	0,90		11	200749	0,24	0,10	0,30	
12	254194	0,10	0,04	0,70		12	200750	0,22	0,15	1,00	
13	254195	0,48	0,31	1,00		13	257951	0,09	0,03	0,00	
14	254196	2,50	1,70	4,60		14	257952	0,09	0,04	0,40	
15	254197	0,28	0,13	0,70		15	257953	0,17	0,07	0,10	
16	254198	0,71	0,42	0,80		16	257954	0,53	0,29	0,60	
17	254199	0,80	0,49	0,70		17	257955	0,06	0,02	1,90	
18	254200	0,69	0,23	0,90		18	257956	0,07	0,02	0,00	
19	200701	0,05	0,01	1,10		19	257957	0,01	0,00	0,00	
20	200702	0,08	0,03	1,00		20	257958	0,02	0,00	0,00	
21	200703	0,06	0,03	0,60		21	257959	0,03	0,00	0,00	
22	200704	0,15	0,07	1,30		22	257960	0,01	0,00	0,10	
23	200705	0,29	0,21	1,00		23	257961	0,03	0,01	0,00	
24	200706	0,66	0,57	2,20		24	257962	0,04	0,00	0,00	
25	200707	0,09	0,04	1,00		25	257963	0,04	0,01	0,00	
26	200708	0,37	0,27	1,50		26	257964	0,03	0,01	0,00	
27	200709	0,31	0,25	2,50		27	257965	0,03	0,01	0,00	
28	200710	1,22	0,99	0,90		28	257966	0,04	0,01	0,00	
29	200711	0,39	0,17	2,20		29	257967	0,06	0,01	0,00	
30	200712	0,68	0,52	5,20		30	257968	0,13	0,04	0,00	
31	200713	0,44	0,37	1,60		31	257969	0,10	0,02	0,00	
32	200714	0,69	0,57	5,30		32	257970	0,10	0,03	0,10	
33	200715	0,02	0,01	0,00		33	257971	0,29	0,12	0,20	
34	200716	0,06	0,02	0,90		34	257972	0,11	0,04	0,00	
35	200717	0,03	0,01	0,00							
36	200718	0,02	0,02	0,00							
37	200719	0,04	0,01	0,00							
38	200720	0,01	0,00	0,50							
39	200721	0,01	0,00	0,60							
40	200722	0,34	0,18	2,00							
41	200723	0,34	0,02	1,50							
42	200724	0,27	0,08	1,40							
43	200725	0,22	0,10	1,50							
44	200726	0,03	0,01	1,30							
45	200727	0,02	0,01	0,90							
46	200728	0,01	0,00	0,80							
47	200729	0,01	0,00	0,80							
48	200730	0,01	0,00	0,80							
49	200731	0,07	0,04	1,00							
50	200732	0,01	0,00	0,70							
51	200733	0,03	0,01	0,70							
52	200734	0,02	0,01	1,20							
53	200735	0,21	0,10	1,20							
54	200736	0,40	0,27	0,10							
55	200737	0,06	0,03	0,90							
56	200738	0,01	0,00	0,80							

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica											Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica											
Anir N°1											Anir N°2											
Anir N°1	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au MIBK		Anir N°2	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au		
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton			%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		
1	256977	0,01	0,00	4,11	0,35	9,16	41,16	0,60	9,80		1	257083	0,01	0,00	6,26	0,88	8,44	76,44	0,90	13,40		
2	256973	0,01	0,00	3,66	0,77	8,82	57,82	0,80	9,20		2	257084	0,01	0,00	5,59	0,61	8,46	75,46	0,90	12,40		
3	256968	0,06	0,02	6,46	2,10	7,60	117,60	0,70	13,80		3	257085	0,01	0,00	4,62	0,56	8,62	67,62	0,80	10,80		
4	256993	0,00	0,00	6,89	1,22	8,74	61,74	0,50	16,00		4	257086	0,00	0,00	7,29	0,79	8,18	89,18	0,90	15,50		
5	256953	0,10	0,03	4,33	0,60	6,04	194,04	0,40	9,90		5	257087	0,02	0,00	4,59	0,63	8,72	62,72	0,90	11,20		
6	256957	0,04	0,01	1,72	0,23	7,66	114,66	0,90	7,60		6	257088	0,02	0,00	3,29	0,21	8,26	85,26	0,80	9,10		
7	256987	0,00	0,00	4,46	0,73	8,88	54,88	0,70	11,10		7	257089	0,02	0,00	4,93	1,40	6,20	186,20	1,10	13,80		
8	256992	0,00	0,00	6,56	0,98	9,08	45,08	0,50	15,10		8	257090	0,00	0,00	6,60	1,95	8,16	90,16	0,80	15,00		
9	256985	0,00	0,00	5,22	0,91	8,74	61,74	0,40	12,60		9	257091	0,00	0,00	4,54	0,93	8,86	55,86	0,70	10,40		
10	256998	0,00	0,00	7,09	1,49	8,64	66,64	0,40	16,40		10	257092	0,01	0,00	6,64	1,28	8,64	66,64	0,80	16,60		
11	256963	0,01	0,00	6,56	1,54	5,64	213,64	6,40	14,90		11	257093	0,00	0,00	7,49	1,06	8,54	71,54	0,80	15,90		
12	256986	0,00	0,00	4,18	0,43	9,36	31,36	0,60	10,10		12	257094	0,00	0,00	7,97	0,98	8,16	90,16	0,90	18,50		
13	256978	0,00	0,00	4,19	0,55	9,36	31,36	0,50	10,60		13	257095	0,01	0,00	7,37	1,21	8,76	60,76	0,80	17,00		
14	257004	0,12	0,04	3,58	0,42	9,36	31,36	0,50	9,20		14	257096	0,01	0,00	7,22	1,39	8,12	92,12	0,80	16,60		
15	257003	0,01	0,00	8,35	0,66	9,52	23,52	1,00	19,20		15	257097	0,01	0,00	8,15	0,90	8,86	55,86	0,80	15,10		
16	256969	0,07	0,03	5,66	2,10	8,40	78,40	1,10	14,40		16	257098	0,01	0,00	7,25	0,88	8,36	80,36	0,90	16,10		
17	256975	0,00	0,00	3,63	0,58	9,06	46,06	0,70	8,90		17	257099	0,00	0,00	7,43	1,28	8,56	70,56	0,90	15,20		
18	256970	0,06	0,02	6,96	2,10	8,06	95,06	1,20	16,00		18	257100	0,00	0,00	6,76	1,55	8,52	72,52	0,90	14,70		
19	257007	0,01	0,00	7,67	0,96	9,34	32,34	0,90	17,70		19	257101	0,01	0,00	6,43	0,98	8,42	77,42	0,90	13,00		
20	256995	0,00	0,00	7,29	0,21	8,20	88,20	0,90	17,70		20	257102	0,01	0,00	6,35	1,39	8,52	72,52	0,80	13,70		
21	256996	0,00	0,00	7,31	0,21	8,36	80,36	0,90	17,70		21	257103	0,01	0,00	6,33	1,31	8,56	70,56	0,80	14,50		
22	256964	0,28	0,17	9,23	2,20	7,42	126,42	9,30	20,60		22	257104	0,01	0,00	7,35	1,54	9,32	33,32	0,90	16,70		
23	256974	0,00	0,00	3,18	0,57	9,14	42,14	0,70	9,80		23	257105	0,00	0,00	7,24	2,04	8,16	90,16	0,90	18,20		
24	257001	0,00	0,00	7,14	1,43	9,02	48,02	0,80	16,20		24	257106	0,01	0,00	7,42	0,91	9,12	43,12	0,90	16,80		
25	257005	0,01	0,00	3,90	0,38	8,74	61,74	0,60	8,80		25	257107	0,00	0,00	7,88	0,97	8,70	63,70	0,90	18,40		
26	257006	0,01	0,00	7,40	1,14	8,74	61,74	0,80	17,00		26	257108	0,00	0,00	8,48	1,09	8,92	52,92	0,90	19,00		
27	257002	0,00	0,00	7,56	1,46	8,50	73,50	0,80	17,40		27	257109	0,00	0,00	6,21	1,44	9,36	31,36	0,90	15,70		
28	256971	0,06	0,02	6,90	2,30	8,14	91,14	1,20	15,50		28	257110	0,00	0,00	7,44	1,36	8,82	57,82	0,90	17,80		
29	256972	0,01	0,00	5,73	2,00	7,86	104,86	0,90	13,60		29	257111	0,00	0,00	7,21	1,18	9,44	27,44	0,80	17,40		
30	257000	0,01	0,00	6,67	1,27	9,26	36,26	0,80	14,70		30	257060	0,04	0,02	4,38	0,65	8,96	50,96	1,00	13,90		
31	256962	0,12	0,07	5,83	1,37	8,02	97,02	4,40	13,40		31	257061	0,02	0,00	2,15	0,28	9,44	27,44	0,70	8,90		
32	256966	0,02	0,01	3,69	1,00	8,42	77,42	0,80	9,80		32	257062	0,08	0,05	3,35	0,35	9,46	26,46	0,90	11,10		
33	256981	0,02	0,00	7,37	0,50	9,14	42,14	0,70	14,20		33	257063	0,18	0,10	5,01	0,64	9,30	34,30	1,10	13,50		
34	256965	0,35	0,14	6,51	0,86	9,14	42,14	3,50	12,60		34	257064	0,14	0,05	5,97	0,87	8,94	51,94	0,90	15,60		
35	256984	0,01	0,00	5,50	0,89	8,74	61,74	0,70	12,10		35	257065	0,16	0,06	6,16	1,12	8,42	77,42	1,00	15,10		
36	256980	0,01	0,00	5,48	0,85	8,62	67,62	0,70	11,80		36	257066	0,15	0,09	5,79	1,02	8,78	59,78	1,10	14,40		
37	256999	0,01	0,00	7,30	1,61	9,16	41,16	0,80	14,40		37	257067	0,05	0,02	5,83	0,98	8,74	61,74	1,00	15,40		
38	256994	0,00	0,00	7,01	2,20	8,56	70,56	0,80	16,00		38	257068	0,09	0,04	4,81	1,06	8,44	76,44	0,90	12,20		
39	256997	0,01	0,00	6,82	1,63	8,80	58,80	0,80	15,40		39	257069	0,07	0,03	5,58	1,20	8,28	84,28	0,80	14,90		
40	256988	0,01	0,00	5,67	1,01	8,84	56,84	0,70	13,20		40	257070	0,05	0,02	5,40	0,98	8,66	65,66	0,80	12,20		
41	256991	0,01	0,00	6,86	1,26	8,54	71,54	0,70	14,60		41	257071	0,05	0,02	5,68	1,27	8,16	90,16	0,90	14,20		
42	256989	0,01	0,00	7,42	1,33	8,66	65,66	0,70	15,90		42	257072	0,08	0,02	4,42	0,70	8,94	51,94	0,80	11,80		
43	256951	0,04	0,01	4,08	0,76	8,54	71,54	0,70	8,90		43	257073	0,02	0,01	4,32	0,68	8,94	51,94	0,70	10,70		
44	256956	0,03	0,01	2,72	0,36	8,94	51,94	0,90	7,40		44	257074	0,01	0,00	4,76	0,75	8,92	52,92	0,80	11,30		
45	256960	0,09	0,03	4,87	0,71	7,68	113,68	2,70	12,40		45	257075	0,01	0,01	4,12	0,73	9,00	49,00	0,70	10,70		
46	256961	0,13	0,08	2,70	0,25	8,38	79,38	3,40	8,10		46	257076	0,01	0,01	6,24	1,18	8,62	67,62	0,90	15,60		
47	256954	0,01	0,00	3,01	0,47	9,18	40,18	0,60	7,20		47	257077	0,01	0,01	6,84	0,99	9,26	36,26	0,80	17,40		
48	256982	0,01	0,00	10,17	0,72	9,26	36,26	0,70	22,10		48	257078	0,01	0,01	7,01	0,76	9,06	46,06	0,90	14,90		
49	256959	0,03	0,01	2,72	0,90	4,96	246,96	2,00	16,90		49	257079	0,01	0,01	7,08	1,14	8,52	72,52	0,90	16,70		
50	256983	0,03	0,02	6,31	0,69	9,16	41,16	0,90	14,60		50	257080	0,01	0,01	8,35	1,85	8,44	76,44	0,90	19,10		
51	256958	0,03	0,02	2,33	0,34	5,40	225,40	6,70	11,90		51	257081	0,00	0,00	6,65	1,01	8,68	64,68	0,90	15,70		
52	256967	0,09	0,06	3,72	0,70	9,08	45,08	1,20	9,60		52	257082	0,01	0,00	7,06	1,16	8,32	82,32	0,90	16,70		
53	2569976	0,01	0,00	5,33	0,49	9,00	49,00	0,90	12,60													
54	256976	0,01	0,00	5,11	0,53	9,12	43,12	0,70	12,10													
55	256990	0,00	0,00	7,08	0,97	8,70	63,70	0,80	15,90													
56	256952	0,01	0,00	2,33	0,36	9,10	44,10	0,60	6,90													
57	256955	0,01	0,00	6,20	0,72	7,96	99,96	0,90	15,40													
Prom		0,03	0,01								Prom	0,03	0,01									
Max		0,35	0,17								Max	0,18	0,10									

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										
Anir N°3										Anir N°4										
Anir N°3	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	Anir N°4	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton	
1	257008	0,01	0,00	5,48	0,90	7,64	115,64	0,90	11,40	< 0,05	1	257112	0,06	0,02	6,42	1,04	6,16	188,16	1,00	11,20
2	257009	0,01	0,00	3,75	0,47	8,86	55,86	0,70	9,10	< 0,05	2	257113	0,02	0,01	6,14	0,88	6,52	170,52	0,60	11,50
3	257010	0,01	0,00	4,67	0,56	8,74	61,74	0,50	12,30		3	257114	0,01	0,00	6,50	0,62	6,00	196,00	0,50	12,,1
4	257011	0,01	0,00	3,12	0,41	8,86	55,86	0,80	12,80		4	257115	0,01	0,00	6,07	0,58	6,46	173,46	0,90	11,80
5	257012	0,01	0,00	6,26	0,76	8,14	91,14	0,80	12,00		5	257116	0,01	0,00	7,83	1,13	6,82	155,82	1,60	11,90
6	257013	0,01	0,00	7,13	0,61	8,36	80,36	0,90	15,80		6	257117	0,01	0,00	7,95	0,96	6,52	170,52	1,30	12,30
7	257014	0,00	0,00	6,62	0,92	7,68	113,68	0,90	17,40		7	257118	0,02	0,00	12,22	0,78	6,18	187,18	1,50	14,50
8	257015	0,00	0,00	6,40	0,67	8,36	80,36	0,90	17,40		8	257119	0,02	0,01	7,53	1,18	4,50	269,50	1,00	15,00
9	257016	0,01	0,00	6,68	0,69	8,24	86,24	0,90	15,40		9	257120	0,02	0,01	5,87	1,47	4,06	291,06	0,60	15,50
10	257017	0,00	0,00	7,31	1,23	7,20	137,20	0,90	16,50		10	257121	0,06	0,04	5,70	1,40	6,26	183,26	0,30	14,20
11	257018	0,00	0,00	7,16	0,65	8,50	73,50	1,00	17,60	< 0,05	11	257122	0,02	0,02	3,04	0,38	8,80	58,80	0,10	13,70
12	257019	0,01	0,00	7,25	0,73	8,46	75,46	0,90	16,60	< 0,05	12	257123	0,01	0,00	4,31	1,16	6,04	194,04	0,10	16,00
13	257020	0,00	0,00	8,13	1,00	8,34	81,34	0,90	18,10	< 0,05	13	257124	0,10	0,07	3,56	0,75	6,40	176,40	0,40	16,50
14	257021	0,00	0,00	7,70	1,11	8,02	97,02	0,90	17,50		14	257125	0,15	0,08	4,77	0,74	6,86	153,86	0,70	16,20
15	257022	0,01	0,00	6,81	0,67	8,68	64,68	0,90	16,50		15	257126	0,05	0,03	5,50	1,01	7,82	106,82	0,40	15,70
16	257023	0,00	0,00	6,39	0,93	8,32	82,32	0,90	15,80		16	257127	0,00	0,00	5,07	1,00	8,40	78,40	0,00	14,60
17	257024	0,00	0,00	7,06	1,02	8,06	95,06	0,90	16,90		17	257128	0,00	0,00	4,12	0,66	8,84	56,84	0,00	13,70
18	257025	0,00	0,00	6,44	0,57	8,68	64,68	0,80	12,60		18	257129	0,00	0,00	5,15	0,72	8,46	75,46	0,00	12,50
19	257026	0,00	0,00	6,68	0,64	8,56	70,56	0,80	13,40		19	257130	0,00	0,00	3,95	0,73	8,62	67,62	0,00	12,90
20	257027	0,00	0,00	7,42	0,90	8,06	95,06	0,90	14,90		20	257131	0,00	0,00	3,72	0,46	9,06	46,06	0,00	14,10
21	257028	0,02	0,00	7,39	0,38	8,66	65,66	0,80	13,60		21	257132	0,00	0,00	4,51	1,12	8,24	86,24	0,00	13,50
22	257029	0,00	0,00	7,39	0,83	9,00	49,00	0,90	16,60		22	257133	0,00	0,00	5,47	0,80	8,54	71,54	0,00	13,00
23	257030	0,01	0,00	6,89	0,71	8,50	73,50	0,10	12,60		23	257134	0,00	0,00	6,31	0,68	7,94	100,94	0,00	13,50
24	257031	0,00	0,00	8,77	0,80	8,68	64,68	0,80	20,60		24	257135	0,00	0,00	6,11	1,64	6,68	162,68	0,00	13,50
25	257032	0,01	0,00	7,20	0,44	9,16	41,16	0,70	18,00		25	257136	0,00	0,00	6,36	1,24	7,74	110,74	0,00	12,90
26	257033	0,00	0,00	4,90	0,85	8,60	68,60	0,70	11,90		26	257137	0,00	0,00	6,12	0,83	7,54	120,54	0,00	14,10
27	257034	0,00	0,00	4,90	0,75	8,68	64,68	0,60	11,20		27	257138	0,00	0,00	6,57	1,00	7,74	110,74	0,00	13,80
28	257035	0,01	0,00	6,63	1,18	8,76	60,76	0,80	15,70		28	257139	0,01	0,00	3,58	0,51	8,62	67,62	0,00	15,00
29	257036	0,01	0,00	5,24	0,66	8,76	60,76	0,60	12,20		29	257140	0,02	0,00	5,91	0,57	8,38	79,38	0,00	12,90
30	257037	0,01	0,00	0,59	0,52	8,80	58,80	0,60	10,80		30	257141	0,01	0,00	5,69	0,32	9,02	48,02	0,00	13,20
31	257038	0,00	0,00	7,75	0,54	8,66	65,66	0,80	17,40		31	257142	0,00	0,00	6,49	0,63	8,44	76,44	0,00	13,50
32	257039	0,01	0,00	7,26	0,77	8,68	64,68	0,80	16,40		32	257143	0,00	0,00	6,51	0,91	8,14	91,14	0,00	14,10
33	257040	0,00	0,00	6,59	0,93	8,06	95,06	0,80	12,90		33	257144	0,00	0,00	5,83	0,81	8,64	66,64	0,00	14,20
34	257041	0,01	0,00	6,62	0,70	8,08	94,08	0,80	15,20		34	257145	0,02	0,01	7,33	0,90	8,12	92,12	0,00	15,50
35	257042	0,01	0,00	4,81	0,33	8,98	49,98	0,80	11,20		35	257146	0,02	0,01	7,31	0,80	8,40	78,40	0,00	15,50
36	257043	0,01	0,00	5,64	0,59	8,60	68,60	0,80	13,00		36	257147	0,00	0,00	6,23	0,85	8,26	85,26	0,60	13,50
37	257044	0,01	0,00	8,29	0,71	8,38	79,38	0,80	18,70		37	257148	0,00	0,00	5,98	0,78	9,12	43,12	0,50	12,90
38	257045	0,00	0,00	7,80	0,75	8,08	94,08	0,80	18,70		38	257149	0,00	0,00	6,19	1,26	8,68	64,68	0,40	14,00
39	257046	0,00	0,00	7,45	0,54	8,72	62,72	0,70	16,70		39	257150	0,00	0,00	6,19	1,09	8,48	74,48	0,70	13,70
40	257047	0,00	0,00	6,83	0,39	8,94	51,94	0,80	15,20		40	257151	0,00	0,00	2,97	0,56	8,44	76,44	0,80	14,10
41	257048	0,01	0,00	6,32	0,49	8,86	55,86	0,80	13,90		41	257152	0,00	0,00	1,83	0,28	8,72	62,72	0,60	15,50
42	257049	0,00	0,00	5,69	0,97	7,56	119,56	0,70	13,00		42	257153	0,00	0,00	2,01	0,18	9,34	32,34	0,40	16,20
43	257050	0,00	0,00	5,68	0,69	8,38	79,38	0,70	12,60		43	257154	0,00	0,00	1,83	0,41	8,52	72,52	0,40	16,50
44	257051	0,00	0,00	5,57	0,63	8,58	69,58	0,70	11,80		44	257155	0,00	0,00	1,94	0,42	8,88	54,88	0,50	15,90
45	257052	0,00	0,00	6,33	0,87	8,46	75,46	0,80	13,10		45	257156	0,00	0,00	6,65	0,82	8,40	78,40	0,80	14,60
46	257053	0,00	0,00	7,29	0,52	8,64	66,64	0,60	14,30		46	257157	0,00	0,00	7,33	0,89	8,24	86,24	0,90	14,60
47	257054	0,00	0,00	7,63	0,40	9,06	46,06	0,70	17,40		47	257158	0,00	0,00	6,50	0,54	9,12	43,12	0,70	14,70
48	257055	0,00	0,00	6,26	0,77	8,22	87,22	0,70	14,20		48	257159	0,00	0,00	6,52	0,69	8,40	78,40	0,60	15,10
49	257056	0,00	0,00	6,09	0,67	8,28	84,28	0,70	13,20		49	257160	0,00	0,00	3,87	0,46	8,94	51,94	0,40	15,00
50	257057	0,00	0,00	7,21	0,74	8,34	81,34	0,80	15,50		50	257161	0,00	0,00	2,95	0,39	9,12	43,12	0,60	14,60
51	257058	0,01	0,00	6,45	1,01	6,86	153,86	0,80	14,10		51	257162	0,00	0,00	4,94	0,51	8,74	61,74	0,70	15,50
52	257059	0,00	0,00	4,66	0,49	8,52	72,52	0,70	10,20		52	257163	0,02	0,01	6,53	0,49	8,98	49,98	0,90	16,10
Prom		0,00	0,00								Prom	0,01	0,01							
Max		0,02	0,00								Max	0,15	0,08							

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica											
Anir N°7										Anir N°8											
Anir N°7	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	Anir N°8	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au		
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		
1	257297	0,03	0,01	2,92	0,33	5,30	230,30	0,60	9,40	0,08	1	257245	0,05	0,02	4,77	0,46	8,58	69,58	0,90	10,60	<0,05
2	257298	0,02	0,01	2,91	0,69	8,74	61,74	0,60	7,30	0,08	2	257246	0,18	0,12	4,28	0,32	7,82	106,82	1,40	11,20	<0,05
3	257299	0,01	0,01	2,93	0,83	8,70	63,70	1,00	7,40	0,08	3	257247	1,08	0,87	2,00	0,72	6,28	182,28	12,20	28,70	<0,05
4	257300	0,01	0,00	3,91	1,00	8,72	62,72	0,50	10,10	0,08	4	257248	0,04	0,02	4,49	0,53	9,36	31,36	0,90	10,60	
5	257301	0,01	0,00	4,09	1,25	8,64	66,64	0,60	9,80	0,08	5	257249	0,03	0,01	1,95	0,50	8,64	66,64	0,60	6,10	
6	257302	0,02	0,01	3,45	0,80	8,36	80,36	0,50	9,90	0,08	6	257250	0,02	0,00	0,89	0,13	9,14	42,14	0,40	4,40	
7	257303	0,19	0,12	3,76	0,65	9,16	41,16	0,70	10,00		7	257251	0,01	0,00	2,27	0,66	8,80	58,80	0,50	6,60	
8	257304	0,08	0,05	3,80	0,80	9,28	35,28	0,70	11,10		8	257252	0,03	0,01	2,04	0,61	5,68	211,68	2,50	11,50	
9	257305	0,03	0,02	3,69	1,07	8,74	61,74	0,50	10,00		9	257253	0,01	0,00	1,55	0,46	4,02	293,02	2,10	12,60	
10	257306	0,07	0,05	2,71	0,58	9,06	46,06	0,80	8,30		10	257254	0,01	0,00	2,26	0,53	5,72	209,72	1,10	9,80	
11	257307	0,07	0,05	3,60	0,95	8,90	53,90	0,90	9,70		11	257255	0,01	0,00	1,56	0,71	4,96	246,96	1,50	11,00	
12	257308	0,06	0,03	4,78	1,12	8,66	65,66	1,00	11,50		12	257256	0,01	0,00	4,66	0,72	5,44	223,44	2,00	13,90	
13	257309	0,02	0,01	3,76	0,90	8,88	54,88	0,50	11,00		13	257257	0,01	0,00	4,86	0,61	6,08	192,08	1,60	13,40	
14	257310	0,12	0,05	2,84	0,96	8,76	60,76	1,80	8,00		14	257258	0,01	0,00	5,54	0,46	4,32	278,32	1,90	15,20	<0,05
15	257311	0,07	0,04	5,17	1,40	8,38	79,38	1,30	11,80		15	257259	0,01	0,00	6,49	1,60	6,08	192,08	1,80	12,30	<0,05
16	257312	0,04	0,01	6,47	1,02	8,40	78,40	0,90	14,40	0,12	16	257260	0,03	0,00	5,91	0,83	6,30	181,30	1,70	11,30	<0,05
17	257313	0,05	0,02	6,95	1,58	7,64	115,64	0,90	14,80	0,12	17	257261	0,03	0,00	5,92	1,09	6,00	196,00	1,60	13,00	
18	257314	0,05	0,02	5,58	1,54	8,54	71,54	0,80	13,80	0,12	18	257262	0,07	0,01	5,76	1,08	6,06	193,06	2,80	12,50	
19	257315	0,01	0,00	5,41	1,26	8,80	58,80	0,60	13,60	0,12	19	257263	0,01	0,00	4,32	1,28	6,08	192,08	1,20	12,00	
20	257316	0,02	0,01	5,77	1,69	7,98	98,98	0,80	15,10	0,12	20	257264	0,01	0,00	3,92	1,30	4,50	269,50	1,00	13,10	
21	257317	0,02	0,01	5,50	1,45	8,46	75,46	0,70	14,50	0,12	21	257265	0,03	0,01	5,06	1,55	6,08	192,08	1,20	11,10	
22	257318	0,02	0,01	5,48	1,22	8,30	83,30	0,70	13,50		22	257266	0,03	0,01	5,35	1,09	8,62	67,62	0,90	11,00	
23	257319	0,05	0,02	5,63	1,88	8,38	79,38	0,60	13,10		23	257267	0,01	0,00	2,94	0,54	9,52	23,52	0,60	9,40	
24	257320	0,01	0,00	7,46	2,41	7,86	104,86	0,80	17,10		24	257268	0,01	0,00	2,90	0,64	9,12	43,12	0,50	9,40	
25	257321	0,03	0,02	5,82	1,41	8,90	53,90	0,50	12,70		25	257269	0,01	0,00	4,94	0,84	9,08	45,08	0,70	11,80	
26	257322	0,03	0,10	4,56	0,89	8,58	69,58	0,40	10,50		26	257270	0,01	0,00	4,64	0,81	8,90	53,90	0,60	10,80	
27	257323	0,03	0,01	4,32	0,59	9,18	40,18	0,50	11,70		27	257271	0,02	0,01	4,69	0,92	8,20	88,20	0,80	10,90	
28	257324	0,07	0,05	4,91	0,89	8,76	60,76	0,50	11,00		28	257272	0,01	0,00	4,10	0,69	8,24	86,24	0,70	11,20	
29	257325	0,05	0,03	5,03	0,77	8,80	58,80	0,50	10,30		29	257273	0,00	0,00	4,36	0,54	9,22	38,22	0,60	12,00	
30	257326	0,02	0,01	4,35	0,32	9,52	23,52	0,40	10,20		30	257274	0,01	0,00	4,23	0,30	9,72	13,72	0,70	12,40	
31	257327	0,01	0,01	5,31	0,77	8,92	52,92	0,70	12,50		31	257275	0,01	0,00	5,61	0,31	9,50	24,50	0,80	13,80	
32	257328	0,01	0,01	6,68	1,99	7,94	100,94	0,70	15,20	< 0,05	32	257276	0,02	0,00	4,43	0,60	8,94	51,94	0,60	11,20	
33	257329	0,05	0,02	5,77	2,11	8,16	90,16	0,70	13,70		33	257277	0,01	0,00	4,80	0,45	9,34	32,34	0,50	11,30	
34	257330	0,02	0,00	6,09	2,51	8,52	72,52	0,70	14,10		34	257278	0,02	0,01	5,19	0,78	8,52	72,52	0,60	12,20	
35	257331	0,01	0,00	5,85	2,39	8,60	68,60	0,60	14,20		35	257279	0,02	0,00	4,17	0,54	9,18	40,18	0,60	10,90	
36	257332	0,01	0,00	6,25	2,04	8,18	89,18	0,60	14,10		36	257280	0,02	0,01	4,51	0,80	7,92	101,92	0,60	10,80	
37	257333	0,00	0,00	5,39	1,59	8,40	78,40	0,50	12,20		37	257281	0,01	0,00	4,43	0,47	8,24	86,24	0,60	10,70	
38	257334	0,00	0,00	4,80	1,21	8,38	79,38	0,40	11,30		38	257282	0,00	0,00	6,15	1,70	8,40	78,40	0,70	13,30	
39	257335	0,00	0,00	4,64	1,91	8,62	67,62	0,40	11,20		39	257283-1	0,01	0,00	4,65	1,13	8,08	94,08	0,50	11,30	
40	257336	0,00	0,00	3,47	0,73	8,64	66,64	0,30	9,30		40	257283-2	0,00	0,00	4,58	1,17	8,00	98,00	0,50	11,10	
41	257337	0,02	0,02	5,30	0,83	8,30	83,30	0,50	11,20		41	257284	0,00	0,00	4,32	1,21	8,18	89,18	0,60	10,40	
42	257338	0,02	0,01	5,33	1,06	8,30	83,30	0,50	11,30	0,12	42	257285	0,02	0,01	5,94	0,46	6,38	177,38	0,80	13,90	
43	257339	0,01	0,00	4,92	0,70	8,88	54,88	0,40	10,10	0,12	43	257286	0,00	0,00	4,95	0,35	8,20	88,20	0,70	11,80	
44	257340	0,01	0,00	5,18	0,71	9,08	45,08	0,50	10,90	0,12	44	257287	0,00	0,00	4,51	0,56	6,34	179,34	0,80	11,70	
45	257341	0,01	0,00	4,38	0,50	8,86	55,86	0,40	9,90	0,12	45	257288	0,01	0,00	4,63	0,43	8,44	76,44	0,70	10,80	
46	257342	0,01	0,00	4,61	0,64	8,80	58,80	0,40	10,20	0,12	46	257289	0,01	0,00	4,59	0,43	7,46	124,46	0,70	10,60	
47	257343	0,03	0,01	7,38	0,34	9,06	46,06	0,80	16,00	0,12	47	257290	0,01	0,00	5,09	0,57	8,58	69,58	0,60	10,60	
48	257344	0,00	0,00	5,01	0,58	8,88	54,88	0,40	10,10		48	257291	0,03	0,01	6,05	0,75	8,06	95,06	0,70	12,70	
49	257345	0,01	0,00	4,67	0,55	9,28	35,28	0,40	9,10		49	257292	0,02	0,00	5,92	0,80	8,38	79,38	0,70	13,60	
50	257346	0,00	0,00	3,84	0,32	9,56	21,56	0,30	8,50		50	257293	0,03	0,01	5,71	1,54	6,00	196,00	0,90	13,90	
51	257347	0,00	0,00	6,27	1,38	8,36	80,36	0,50	13,50		51	257294	0,01	0,00	5,20	1,42	8,30	83,30	0,70	12,40	
52	257348	0,00	0,00	6,09	2,06	7,88	103,88	0,60	13,50		52	257295	0,01	0,00	7,71	0,44	8,46	75,46	0,80	14,50	
	Prom	0,03	0,02								53	257296	0,01	0,00	4,49	0,47	9,26	36,26	0,50	10,00	
	Max	0,19	0,12									Prom	0,04	0,02							
												Max	1,08	0,87							

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica											
Anir N°9										Anir N°10											
Anir N°9	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	Anir N°10	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au		
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		
1	257349	0,04	0,01	1,94	0,39	9,02	48,02	0,90	5,30		1	257453	0,00	0,00	5,19	0,58	8,40	78,40	0,70	10,30	
2	257350	0,07	0,03	1,69	0,24	6,28	182,28	2,20	8,20		2	257454	0,00	0,00	5,47	0,53	8,66	65,66	0,60	12,00	
3	257351	0,02	0,01	1,57	0,32	4,90	249,90	1,40	10,10		3	257455	0,00	0,00	5,14	0,46	8,98	49,98	0,60	11,20	
4	257352	0,02	0,00	3,09	0,42	8,70	63,70	1,00	8,40		4	257456	0,01	0,00	5,89	0,45	8,90	53,90	0,60	13,60	
5	257353	0,01	0,00	3,41	0,53	9,02	48,02	1,20	8,90	<0,05	5	257457	0,01	0,00	4,78	0,51	8,52	72,52	0,70	11,70	
6	257354	0,01	0,00	5,31	1,03	7,50	122,50	1,90	12,60	<0,05	6	257458	0,00	0,00	5,65	0,68	8,80	58,80	0,70	11,40	
7	257355	0,01	0,00	4,70	1,13	4,40	274,40	1,70	14,80	<0,05	7	257459	0,02	0,00	5,85	0,60	8,70	63,70	0,70	12,60	
8	257356	0,01	0,00	4,70	1,36	6,02	195,02	1,90	13,00		8	257460	0,01	0,00	6,24	0,56	8,72	62,72	0,70	13,10	
9	257357	0,02	0,00	6,09	1,44	7,54	120,54	4,20	13,90		9	257461	0,05	0,03	5,84	0,85	8,72	62,72	0,90	12,60	<0,05
10	257358	0,01	0,00	8,01	0,56	4,88	250,88	3,10	18,50		10	257462	0,02	0,01	8,53	0,59	9,06	46,06	1,00	16,20	0,20
11	257359	0,02	0,00	7,05	0,58	5,94	198,94	3,50	14,20		11	257463	0,02	0,01	7,84	0,72	8,62	67,62	0,90	16,30	<0,05
12	257360	0,03	0,00	505,00	0,86	4,02	293,02	3,90	13,90		12	257464	0,01	0,00	5,92	0,91	8,60	68,60	0,70	13,10	
13	257361	0,01	0,00	4,86	1,28	5,02	244,02	1,50	12,10		13	257465	0,01	0,00	5,45	0,61	8,74	61,74	0,70	12,90	
14	257362	0,01	0,00	4,96	1,31	5,00	245,00	2,40	12,70		14	257466	0,01	0,00	5,06	0,41	8,80	58,80	0,70	12,00	
15	257363	0,01	0,00	4,63	1,37	5,70	210,70	1,20	12,40		15	257467	0,01	0,00	4,50	0,53	8,66	65,66	0,60	11,40	
16	257364	0,01	0,00	4,35	1,35	6,34	179,34	1,20	12,20		16	257468	0,01	0,00	4,57	0,54	8,78	59,78	0,60	12,00	
17	257365	0,01	0,00	4,24	1,35	6,78	157,78	1,00	11,90		17	257469	0,01	0,00	4,66	0,55	8,58	69,58	0,60	12,60	
18	257366	0,01	0,00	4,72	1,39	6,22	185,22	1,60	12,70		18	257470	0,01	0,00	7,51	0,80	8,58	69,58	0,70	15,50	
19	257367	0,01	0,00	5,29	1,35	6,34	179,34	1,50	12,70		19	257471	0,01	0,00	7,11	0,67	8,74	61,74	0,70	15,00	
20	257368	0,01	0,00	5,04	1,10	7,66	114,66	1,40	12,00		20	257472	0,01	0,00	6,48	0,55	8,98	49,98	0,70	12,90	
21	257369	0,05	0,02	5,00	1,00	8,10	93,10	3,60	15,00		21	257473	0,01	0,00	4,86	0,48	8,90	53,90	0,70	12,00	
22	257370	0,03	0,01	4,38	1,79	5,20	235,20	2,70	12,60		22	257474	0,00	0,00	4,59	0,49	8,84	56,84	0,50	10,70	
23	257371	0,06	0,01	5,04	2,43	5,20	235,20	4,60	13,50		23	257475	0,00	0,00	5,73	0,83	8,46	75,46	0,70	11,80	
24	257372	0,04	0,00	4,86	1,19	5,50	220,50	3,50	13,00		24	257476	0,00	0,00	7,64	0,98	8,16	90,16	0,80	17,20	
25	257373	0,04	0,01	5,41	1,33	6,30	181,30	2,50	12,10		25	257477	0,01	0,00	6,71	1,08	8,48	74,48	0,70	15,70	
26	257374	0,03	0,01	5,09	2,02	5,90	200,90	2,70	14,60		26	257478	0,02	0,00	7,50	1,44	8,48	74,48	0,80	15,00	
27	257375	0,03	0,00	4,94	2,17	5,10	240,10	2,10	13,60		27	257479	0,01	0,00	6,46	1,48	8,34	81,34	0,80	15,50	
28	257376	0,01	0,00	5,09	1,84	5,74	208,74	1,10	12,60		28	257480	0,00	0,00	7,67	1,51	8,54	71,54	0,70	16,90	
29	257377	0,03	0,01	5,76	1,46	7,40	127,40	1,00	11,40		29	257481	0,00	0,00	6,52	1,54	8,50	73,50	0,70	13,60	
30	257378	0,02	0,01	5,11	1,16	8,18	89,18	0,80	10,40		30	257482	0,00	0,00	9,80	0,75	8,38	79,38	0,90	19,40	
31	257379	0,02	0,01	4,22	1,07	8,40	78,40	0,90	10,40		31	257483	0,00	0,00	7,53	1,08	8,46	75,46	0,80	20,90	<0,05
32	257380	0,04	0,01	5,50	1,93	6,68	162,68	1,60	12,50		32	257484	0,01	0,00	9,45	0,80	8,80	58,80	0,60	19,60	<0,05
33	257381	0,01	0,00	4,93	2,14	5,82	204,82	0,90	13,00		33	257485	0,00	0,00	8,87	1,00	8,60	68,60	0,60	17,50	<0,05
34	257382	0,00	0,00	5,30	1,91	6,88	152,88	0,90	13,10		34	257486	0,00	0,00	8,79	0,93	8,86	55,86	0,60	17,30	
35	257383	0,11	0,03	6,21	1,88	7,82	106,82	1,70	12,60		35	257487	0,00	0,00	7,68	1,06	8,50	73,50	0,50	14,90	
36	257384	0,03	0,00	4,75	1,71	8,44	76,44	0,90	11,70		36	257488	0,00	0,00	8,05	1,06	8,80	58,80	0,50	15,40	
37	257385	0,01	0,00	3,88	1,12	8,56	70,56	0,60	9,70		37	257489	0,00	0,00	7,72	0,80	8,78	59,78	0,50	16,90	
38	257386	0,07	0,01	4,69	1,27	8,64	66,64	0,80	10,90		38	257490	0,00	0,00	7,40	0,52	9,30	34,30	0,50	15,90	
39	257387	0,05	0,01	5,58	2,00	7,98	98,98	0,80	12,60		39	257491	0,00	0,00	7,88	0,63	8,90	53,90	0,50	16,70	
40	257388	0,06	0,01	5,03	1,81	7,48	123,48	0,80	11,90		40	257492	0,00	0,00	8,10	0,65	8,38	79,38	0,50	16,90	
41	257389	0,01	0,00	3,09	1,39	7,18	138,18	0,60	10,00		41	257493	0,00	0,00	7,68	0,66	8,92	52,92	0,50	16,60	
42	257390	0,00	0,00	4,81	1,37	7,50	122,50	0,70	11,90		42	257494	0,00	0,00	7,76	0,74	8,70	63,70	0,50	17,60	
43	257391	0,00	0,00	7,63	1,31	8,18	89,18	0,80	15,10		43	257495	0,00	0,00	7,45	0,70	8,74	61,74	0,60	17,30	
44	257392	0,00	0,00	6,96	1,29	8,40	78,40	0,80	15,30		44	257496	0,00	0,00	7,65	0,54	8,88	54,88	0,50	15,00	
45	257393	0,01	0,00	7,56	1,14	8,78	59,78	0,70	16,70	<0,05	45	257497	0,00	0,00	7,10	0,48	8,80	58,80	0,40	16,60	
46	257394	0,17	0,02	9,65	0,72	8,90	53,90	0,90	19,00	0,08	46	257498	0,00	0,00	6,92	0,63	9,00	49,00	0,50	15,70	
47	257395	0,07	0,01	6,10	1,49	8,66	65,66	0,70	12,50	<0,05	47	257499	0,00	0,00	5,07	0,31	9,38	30,38	0,30	11,40	
48	257396	0,07	0,01	4,53	1,39	9,08	45,08	0,60	12,70		48	257500	0,00	0,00	5,57	0,44	8,96	50,96	0,40	11,60	
49	257397	0,09	0,03	5,80	1,67	8,64	66,64	0,90	12,80			Prom	0,01	0,00							
50	257398	0,16	0,02	5,18	1,31	9,20	39,20	0,80	12,70			Max	0,05	0,03							
51	257399	0,07	0,02	5,24	1,28	8,42	77,42	0,60	11,80												
52	257400	0,05	0,02	5,76	1,19	8,84	56,84	0,60	11,70												
	Prom	0,03	0,01																		
	Max	0,17	0,03																		

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica											
Anir N°11										Anir N°12											
Anir N°11	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	Anir N°12	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au		
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton		
1	257401	0,01	0,00	5,39	1,66	8,56	70,56	0,50	14,10	1	257501	0,00	0,00	4,80	0,66	8,00	98,00	0,70	11,20	<0,05	
2	257402	0,02	0,00	5,09	0,91	9,14	42,14	0,50	11,90	2	257502	0,02	0,01	5,49	0,67	8,10	93,10	0,80	12,60	<0,05	
3	257403	0,02	0,00	5,53	1,11	8,96	50,96	0,60	13,50	3	257503	0,01	0,00	5,38	0,62	9,04	47,04	0,80	11,80		
4	257404	0,04	0,02	2,83	0,82	8,90	53,90	0,30	8,40	4	257504	0,02	0,01	5,06	0,67	8,38	79,38	0,80	11,50		
5	257405	0,04	0,01	3,86	0,29	6,64	164,64	1,00	11,50	5	257505	0,02	0,01	5,26	0,60	8,08	94,08	0,90	13,50		
6	257406	0,09	0,03	10,78	0,77	8,64	66,64	4,30	23,40	6	257506	0,01	0,00	4,00	0,53	8,86	55,86	0,60	9,70		
7	257407	0,22	0,13	10,60	1,03	8,90	53,90	2,20	19,90	7	257507	0,00	0,00	4,15	0,58	8,68	64,68	0,70	9,90		
8	257408	0,11	0,04	7,97	0,87	8,22	87,22	3,30	20,40	8	257508	0,00	0,00	3,83	0,35	9,12	43,12	0,60	9,30		
9	257409	0,06	0,02	8,75	0,81	9,02	48,02	1,30	10,70	9	257509	0,00	0,00	4,44	0,60	8,52	72,52	0,60	10,30		
10	257410	0,05	0,01	4,47	0,59	9,34	32,34	0,50	10,80	10	257510	0,01	0,00	3,82	0,53	8,94	51,94	0,50	9,40		
11	257411	0,05	0,04	4,37	0,78	8,96	50,96	0,50	17,20	11	257511	0,01	0,01	3,68	0,61	8,52	72,52	0,60	9,30		
12	257412	0,03	0,01	6,82	1,18	5,84	203,84	1,00	13,50	12	257512	0,01	0,00	3,58	0,41	8,86	55,86	0,50	8,70		
13	257413	0,24	0,17	5,25	1,02	6,48	172,48	2,30	15,20	13	257513	0,01	0,00	4,29	0,58	8,62	67,62	0,60	10,50		
14	257414	0,07	0,03	6,82	1,37	7,62	116,62	1,50	20,10	14	257514	0,01	0,00	4,77	0,75	8,20	88,20	0,70	11,40		
15	257415	0,05	0,01	6,50	2,03	5,84	203,84	1,90	14,00	15	257515	0,02	0,01	4,09	0,51	8,98	49,98	0,60	10,60		
16	257416	0,12	0,06	7,24	1,45	7,04	145,04	1,60	16,30	16	257516	0,01	0,00	3,75	0,52	8,80	58,80	0,50	10,20		
17	257417	0,01	0,00	5,90	1,29	7,34	130,34	1,10	16,40	17	257517	0,01	0,00	3,48	0,54	8,76	60,76	0,50	9,30		
18	257418	0,01	0,00	4,46	0,61	7,20	137,20	1,10	13,30	18	257518	0,01	0,00	4,35	0,32	9,20	39,20	0,60	10,80		
19	257419	0,00	0,00	4,29	0,52	7,34	130,34	1,10	13,10	19	257519	0,02	0,01	5,20	0,38	8,98	49,98	1,10	11,90		
20	257420	0,01	0,00	5,78	0,87	7,62	116,62	0,90	15,30	20	257520	0,02	0,01	5,09	0,84	8,18	89,18	1,00	12,60		
21	257421	0,01	0,00	4,82	0,65	8,50	73,50	1,00	12,10	21	257521	0,01	0,01	5,13	0,76	7,96	99,96	1,20	13,90		
22	257422	0,00	0,00	6,06	0,54	7,62	116,62	1,10	16,40	0,08	22	257522	0,01	0,01	4,89	0,67	8,46	75,46	1,10	12,60	
23	257423	0,01	0,00	5,89	0,47	7,98	98,98	1,00	17,40	0,12	23	257523	0,01	0,00	3,57	0,58	8,56	70,56	1,00	10,20	
24	257424	0,00	0,00	6,29	0,28	9,20	39,20	0,90	13,20	24	257524	0,01	0,00	3,96	0,66	8,64	66,64	1,00	10,10		
25	257425	0,01	0,00	6,53	0,28	9,22	38,22	0,90	15,30	25	257525	0,02	0,00	3,90	0,74	8,32	82,32	0,60	10,10		
26	257426	0,01	0,00	6,56	0,39	9,22	38,22	0,80	15,90	26	257526	0,01	0,00	3,54	0,50	9,12	43,12	0,60	9,30		
27	257427	0,00	0,00	7,30	0,42	9,00	49,00	0,90	15,90	27	257527	0,01	0,00	3,61	0,77	8,32	82,32	0,60	9,60		
28	257428	0,00	0,00	6,15	0,45	8,60	68,60	0,90	16,40	28	257528	0,01	0,00	2,66	0,67	8,04	96,04	0,50	8,30		
29	257429	0,00	0,00	8,62	0,55	8,84	56,84	0,90	18,30	29	257529	0,00	0,00	1,77	0,33	9,24	37,24	0,40	5,90		
30	257430	0,03	0,00	10,12	0,70	8,98	49,98	0,90	19,70	30	257530	0,01	0,00	1,87	0,49	8,70	63,70	1,70	6,70		
31	257431	0,01	0,00	7,95	0,34	9,44	27,44	0,80	16,60	31	257531	0,01	0,00	1,95	0,44	5,00	245,00	2,40	12,50	<0,05	
32	257432	0,00	0,00	9,17	0,93	8,84	56,84	0,60	14,00	32	257532	0,01	0,00	1,91	0,31	4,72	258,72	1,00	13,10	<0,05	
33	257433	0,00	0,00	6,58	0,64	9,32	33,32	0,50	14,00	33	257533	0,01	0,00	1,32	0,33	3,44	321,44	2,00	13,20	<0,05	
34	257434	0,00	0,00	7,00	0,58	9,36	31,36	0,50	15,00	34	257534	0,01	0,00	1,52	0,41	4,10	289,10	1,70	11,80		
35	257435	0,00	0,00	5,78	0,44	9,54	22,54	0,40	12,80	35	257535	0,01	0,00	2,48	0,47	7,00	147,00	1,20	8,60		
36	257436	0,00	0,00	7,15	0,70	9,24	37,24	0,50	16,00	36	257536	0,02	0,00	3,13	0,33	6,98	147,98	1,90	9,80		
37	257437	0,00	0,00	7,43	0,94	8,88	54,88	0,50	17,50	37	257537	0,01	0,00	1,59	0,34	4,00	294,00	1,30	12,90		
38	257438	0,00	0,00	7,23	0,84	9,26	36,26	0,50	16,20	38	257538	0,05	0,01	4,05	0,38	6,78	157,78	2,20	10,60		
39	257439	0,00	0,00	8,14	1,20	8,88	54,88	0,60	18,00	39	257539	0,01	0,00	4,90	0,63	7,58	118,58	1,10	11,50		
40	257440	0,00	0,00	5,36	1,15	8,88	54,88	0,50	12,90	40	257540	0,02	0,00	4,58	0,49	8,60	68,60	0,50	10,40		
41	257441	0,00	0,00	4,42	0,45	9,28	35,28	0,40	10,00	41	257541	0,00	0,00	3,88	0,52	8,70	63,70	0,40	8,10		
42	257442	0,00	0,00	8,89	0,94	9,18	40,18	0,50	18,30	42	257542	0,00	0,00	4,89	0,43	8,94	51,94	0,40	9,00		
43	257443	0,00	0,00	9,05	1,11	9,20	39,20	0,50	18,70	43	257543	0,00	0,00	4,90	0,35	9,04	47,04	0,50	10,60		
44	257444	0,00	0,00	8,87	1,50	9,22	38,22	0,50	18,60	44	257544	0,01	0,00	4,64	0,62	8,62	67,62	0,50	10,80		
45	257445	0,00	0,00	9,20	1,37	9,24	37,24	0,50	18,90	45	257545	0,00	0,00	3,45	0,46	8,78	59,78	0,30	8,50		
46	257446	0,00	0,00	9,39	0,86	9,10	44,10	0,50	19,00	46	257546	0,00	0,00	3,57	0,48	8,74	61,74	0,30	8,60		
47	257447	0,00	0,00	7,40	0,85	8,34	81,34	0,60	16,00	47	257547	0,00	0,00	3,54	0,33	9,06	46,06	0,40	9,00		
48	257448	0,00	0,00	7,48	0,78	8,74	61,74	0,60	14,90	48	257548	0,00	0,00	3,14	0,49	8,80	58,80	0,40	8,40		
49	257449	0,00	0,00	8,51	0,58	9,24	37,24	0,50	17,80	49	257549	0,01	0,00	4,09	0,49	8,72	62,72	0,40	10,00		
50	257450	0,00	0,00	8,63	0,77	8,78	59,78	0,50	18,00	50	257550	0,00	0,00	3,50	0,21	9,34	32,34	0,30	8,80		
51	257451	0,00	0,00	7,25	0,76	8,84	56,84	0,60	15,20	51	257551	0,00	0,00	4,25	0,18	8,90	53,90	0,60	11,00		
52	257452	0,00	0,00	8,10	0,70	8,92	52,92	0,50	17,20	52	257552	0,00	0,00	4,94	0,57	8,58	69,58	0,50	10,50		
Prom		0,03	0,01							Prom	0,01	0,00									
Max		0,24	0,17							Max	0,05	0,01									

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica											Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										
Anir N°13											Anir N°14										
Anir N°13	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au		Anir N°14	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton			%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton	
1	257553	0,01	0,00	3,32	0,47	9,22	38,22	0,50	7,60	<0,05	1	257619	0,00	0,00	7,10	0,44	9,03	47,53	1,00	14,40	<0,05
2	257554	0,02	0,01	3,32	0,47	9,22	38,22	0,50	7,60	<0,05	2	257620	0,00	0,00	6,27	0,32	9,38	30,38	1,00	13,10	<0,05
3	257555	0,01	0,00	3,55	0,68	9,18	40,18	0,50	7,90	<0,05	3	257621	0,00	0,00	5,81	0,38	9,20	39,20	0,90	12,90	<0,05
4	257556	0,01	0,00	4,24	0,95	9,00	49,00	0,40	8,70	<0,05	4	257622	0,00	0,00	5,07	0,21	9,44	27,44	0,80	12,00	<0,05
5	257557	0,01	0,00	4,30	0,80	8,82	57,82	0,40	8,60		5	257623	0,00	0,00	6,95	0,63	8,84	56,84	1,00	14,60	<0,05
6	257558	0,23	0,06	5,63	0,68	9,10	44,10	1,70	11,10	<0,05	6	257624	0,00	0,00	8,18	1,22	8,28	84,28	1,10	16,40	<0,05
7	257559	0,31	0,13	6,45	0,90	8,34	81,34	1,90	12,50	<0,05	7	257625	0,00	0,00	7,33	0,91	8,76	60,76	1,00	15,40	
8	257560	0,33	0,21	6,31	0,82	8,50	73,50	1,90	11,90	0,24	8	257626	0,00	0,00	7,62	0,87	8,86	55,86	1,00	15,50	
9	257561	0,08	0,04	5,69	1,06	8,00	98,00	1,40	11,80	<0,05	9	257627	0,00	0,00	9,56	0,90	8,88	54,88	1,10	18,20	
10	257562	0,07	0,04	4,02	0,51	9,36	31,36	0,80	9,10	<0,05	10	257628	0,00	0,00	9,10	0,61	9,08	45,08	1,10	17,80	
11	257563	0,00	0,00	6,91	0,71	8,08	94,08	0,80	13,60		11	257629	0,00	0,00	7,23	1,00	8,68	64,68	1,00	15,40	
12	257564	0,00	0,00	5,77	0,32	7,90	102,90	0,80	13,40		12	257630	0,00	0,00	8,31	1,09	8,78	59,78	1,00	16,50	
13	257565	0,00	0,00	6,54	0,58	7,88	103,88	0,90	13,80		13	257631	0,00	0,00	7,92	1,32	8,42	77,42	1,30	16,60	
14	257566	0,00	0,00	8,13	1,00	8,80	58,80	0,70	14,70		14	257632	0,00	0,00	7,99	0,73	9,04	47,04	1,00	15,90	
15	257567	0,00	0,00	7,98	1,18	9,04	47,04	0,80	14,90		15	257633	0,00	0,00	8,85	0,92	8,16	90,16	1,00	16,70	
16	257568	0,00	0,00	5,97	1,09	8,80	58,80	0,60	11,80		16	257634	0,00	0,00	9,79	0,88	8,92	52,92	1,00	18,00	
17	257569	0,00	0,00	4,36	1,07	8,76	60,76	0,40	9,30		17	257635	0,00	0,00	6,11	1,13	7,94	100,94	1,00	13,50	
18	257570	0,01	0,00	4,85	0,73	9,00	49,00	0,50	9,30	<0,05	18	257636	0,00	0,00	5,71	0,21	8,54	71,54	1,10	13,50	
19	257571	0,01	0,00	4,67	0,84	9,20	39,20	0,50	9,50	<0,05	19	257637	0,00	0,00	5,42	0,21	9,60	19,60	0,90	11,80	
20	257572	0,01	0,00	4,04	0,54	9,00	49,00	0,40	8,30	<0,05	20	257638	0,00	0,00	9,62	0,44	9,14	42,14	1,10	17,80	
21	257573	0,01	0,00	5,10	0,58	8,68	64,68	0,60	10,10		21	257639	0,00	0,00	9,99	0,91	8,24	86,24	1,10	17,60	
22	257574	0,01	0,00	5,25	0,94	8,72	62,72	0,60	10,80		22	257640	0,00	0,00	6,10	0,33	9,30	34,30	1,00	12,60	
23	257575	0,00	0,00	5,92	0,71	8,68	64,68	0,70	11,70		23	257641	0,00	0,00	6,84	0,30	9,40	29,40	1,00	14,00	
24	257576	0,00	0,00	7,13	0,58	8,58	69,58	0,80	13,50		24	257642	0,00	0,00	9,16	0,69	8,80	58,80	1,10	16,90	
25	257577	0,00	0,00	6,03	0,30	9,24	37,24	0,80	13,00		25	257643	0,00	0,00	7,45	0,63	8,80	58,80	1,00	15,60	
26	257578	0,04	0,03	6,76	0,68	8,22	87,22	0,90	13,10		26	257644	0,00	0,00	6,80	0,40	9,22	38,22	0,80	13,70	
27	257579	0,00	0,00	7,33	0,32	9,33	32,83	0,70	13,60		27	257645	0,00	0,00	6,14	0,34	9,30	34,30	0,90	13,50	
28	257580	0,00	0,00	6,04	0,61	8,56	70,56	0,80	12,00		28	257646	0,00	0,00	5,57	0,33	9,20	39,20	0,90	12,30	
29	257581	0,00	0,00	5,92	0,57	8,84	56,84	0,80	11,60		29	257647	0,00	0,00	6,97	0,50	9,08	45,08	1,00	14,40	
30	257582	0,00	0,00	5,99	0,44	9,06	46,06	0,80	11,40		30	257648	0,00	0,00	9,38	0,82	8,58	69,58	1,00	17,90	
31	257583	0,00	0,00	5,84	0,50	8,90	53,90	0,80	11,80		31	257649	0,00	0,00	8,72	0,60	8,76	60,76	1,00	17,40	
32	257584	0,00	0,00	6,44	0,40	9,00	49,00	0,80	12,70		32	257650	0,00	0,00	8,24	0,75	8,42	77,42	1,10	16,70	
33	257585	0,00	0,00	4,16	0,22	9,66	16,66	0,50	8,90		33	257651	0,00	0,00	9,39	0,68	8,78	59,78	1,10	17,30	
34	257586	0,00	0,00	3,71	0,34	9,28	35,28	0,40	7,20		34	257652	0,00	0,00	8,38	0,52	9,02	48,02	1,00	16,60	
35	257587	0,00	0,00	4,45	0,48	9,24	37,24	0,50	9,00		35	257653	0,00	0,00	9,24	0,80	9,40	29,40	1,10	18,20	
36	257588	0,00	0,00	4,08	0,43	9,04	47,04	0,60	8,20		36	257654	0,00	0,00	9,22	0,92	8,64	66,64	1,10	18,50	
37	257589	0,00	0,00	4,69	0,40	9,12	43,12	0,60	9,40		37	257655	0,00	0,00	9,78	0,93	8,74	61,74	1,20	19,20	
38	257590	0,01	0,00	3,96	0,62	9,42	28,42	0,60	8,70		38	257656	0,00	0,00	8,85	0,68	9,20	39,20	1,00	18,90	
39	257591	0,00	0,00	3,92	0,77	8,80	58,80	0,70	9,00		39	257657	0,00	0,00	8,09	0,73	9,26	36,26	1,10	18,10	
40	257592	0,00	0,00	4,70	0,56	9,02	48,02	0,50	8,90		40	257658	0,00	0,00	7,42	0,64	8,94	51,94	1,10	16,60	
41	257593	0,00	0,00	4,56	0,50	9,18	40,18	0,50	9,10		41	257659	0,00	0,00	7,27	0,80	8,38	79,38	1,10	16,40	
42	257594	0,00	0,00	3,97	0,35	9,34	32,34	0,50	8,40		42	257660	0,00	0,00	9,22	0,94	8,72	62,72	1,20	18,20	
43	257595	0,00	0,00	4,63	0,33	9,22	38,22	0,60	9,20		43	257661	0,01	0,00	9,48	1,22	8,82	57,82	1,30	19,80	
44	257596	0,00	0,00	6,23	0,38	9,28	35,28	0,70	11,40	<0,05	44	257662	0,01	0,00	9,95	0,90	8,90	53,90	1,20	19,80	
45	257597	0,00	0,00	7,39	0,36	9,24	37,24	0,80	14,20	<0,05	45	257663	0,02	0,00	11,34	1,09	8,56	70,56	1,30	21,20	<0,05
46	257598	0,00	0,00	8,53	0,54	9,18	40,18	0,80	14,10	<0,05	46	257664	0,02	0,00	10,92	1,24	8,96	50,96	1,40	21,80	<0,05
47	257599	0,00	0,00	7,13	0,65	8,54	71,54	0,70	12,40		47	257665	0,00	0,00	9,84	0,80	8,92	52,92	1,30	18,60	<0,05
48	257600	0,00	0,00	6,92	0,66	9,04	47,04	0,60	12,10		48	257666	0,02	0,00	8,20	0,60	9,20	39,20	1,20	18,50	
49	257601	0,00	0,00	6,91	0,73	8,50	73,50	0,70	12,40		49	257667	0,04	0,00	9,28	0,84	9,38	30,38	1,30	20,30	
50	257602	0,00	0,00	6,90	0,98	8,60	68,60	0,80	12,80		50	257668	0,01	0,00	8,05	0,60	9,04	47,04	1,10	16,50	
51	257603	0,00	0,00	5,64	0,61	8,78	59,78	0,60	10,50		51	257669	0,03	0,00	7,18	1,11	8,20	88,20	1,10	16,00	
52	257604	0,00	0,00	5,72	0,44	9,24	37,24	0,50	9,40		52	257670	0,00	0,00	9,55	1,39	8,60	68,60	1,40	20,90	
53	257605	0,00	0,00	8,83	0,60	8,86	55,86	0,70	14,90		53	257671	0,00	0,00	8,86	0,68	9,30	34,30	1,20	18,10	
54	257606	0,00	0,00	9,14	0,53	9,02	48,02	0,70	15,30		54	257672	0,00	0,00	8,66	0,80	8,76	60,76	1,20	18,30	
55	257607	0,00	0,00	6,43	0,54	9,06	46,06	0,60	10,60		55	257673	0,00	0,00	9,17	0,75	8,82	57,82	1,20	18,10	
56	257608	0,01	0,00	5,68	0,43	8,74	61,74	1,00	13,40		56	257674	0,00	0,00	9,21	0,92	8,60	68,60	1,30	19,40	
57	257609	0,00	0,00	6,95	0,94	9,16	41,16	1,00	15,50		57	257675	0,00	0,00	9,30	0,89	9,10	44,10	1,30	19,40	
58	257610	0,00	0,00	6,27	0,97	8,56	70,56	1,00	12,60		58	257676	0,00	0,00	9,30	0,92	9,02	48,02	1,30	19,90	
59	257611	0,00	0,00	5,58	0,47	9,02	48,02	1,00	12,30		59	257677	0,00	0,00	9,70	0,92	8,96	50,96	1,20	20,20	
60	257612	0,00	0,00	6,02	0,43	9,26	36,26	0,90	13,20		60	257678	0,00	0,00	10,10	0,92	8,92	52,92	1,20	2	

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										
Anir N°15										
Anir N°15	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton	
1	257697	0,00	0,00	8,38	0,76	8,08	94,08	1,00	16,70	< 0,05
2	257698	0,00	0,00	8,86	0,73	8,36	80,36	1,00	17,30	< 0,05
3	257699	0,00	0,00	8,46	0,87	8,20	88,20	1,00	17,00	< 0,05
4	257700	0,00	0,00	7,62	0,74	8,56	70,56	1,00	16,70	
5	257701	0,00	0,00	7,63	0,65	8,36	80,36	0,90	15,40	
6	257702	0,00	0,00	7,52	0,63	8,56	70,56	0,90	15,80	
7	257703	0,00	0,00	6,99	0,47	9,32	33,32	0,80	15,20	
8	257704	0,00	0,00	7,30	0,62	9,40	29,40	0,90	16,30	
9	257705	0,00	0,00	7,21	0,86	8,52	72,52	1,10	17,30	
10	257706	0,00	0,00	7,32	0,80	8,53	72,03	1,00	16,40	
11	257707	0,00	0,00	8,38	0,92	8,76	60,76	1,10	17,90	
12	257708	0,00	0,00	8,50	0,98	8,60	68,60	1,10	18,40	
13	257709	0,00	0,00	8,13	0,94	8,80	58,80	1,10	17,80	
14	257710	0,00	0,00	8,39	1,00	8,36	80,36	1,20	18,80	
15	257711	0,00	0,00	8,28	0,97	8,46	75,46	1,20	18,60	0,09
16	257712	0,00	0,00	8,80	0,89	8,82	57,82	1,10	18,70	< 0,05
17	257713	0,00	0,00	8,86	0,86	9,04	47,04	1,10	18,90	< 0,05
18	257714	0,00	0,00	7,19	0,84	9,40	29,40	1,00	17,30	
19	257715	0,01	0,00	7,33	0,95	8,16	90,16	1,00	16,40	
20	257716	0,02	0,01	6,28	0,78	8,48	74,48	1,00	15,10	
21	257717	0,06	0,01	5,85	0,38	9,28	35,28	1,00	14,20	
22	257718	0,06	0,02	6,65	0,92	8,26	85,26	1,10	15,80	
23	257719	0,02	0,01	7,59	0,88	8,46	75,46	1,00	16,70	
24	257720	0,01	0,00	7,58	0,99	9,10	44,10	1,20	18,10	
25	257721	0,00	0,00	7,56	1,75	7,40	127,40	1,30	18,60	
26	257722	0,00	0,00	7,55	1,16	8,78	59,78	1,40	18,50	
27	257723	0,00	0,00	7,22	1,62	7,86	104,86	1,40	18,60	
28	257724	0,01	0,00	6,52	0,90	8,28	84,28	1,10	15,90	
29	257725	0,02	0,01	7,19	1,51	7,68	113,68	1,40	18,60	
30	257726	0,02	0,00	8,80	1,42	8,58	69,58	1,40	20,20	
31	257727	0,00	0,00	8,07	1,85	7,72	111,72	1,40	19,80	
32	257728	0,00	0,00	8,53	1,84	7,70	112,70	1,50	20,50	
33	257729	0,00	0,00	7,86	1,59	8,00	98,00	1,20	18,40	
34	257730	0,02	0,01	6,63	0,77	8,46	75,46	1,00	15,50	
35	257731	0,00	0,00	5,83	1,23	8,50	73,50	1,10	15,40	
36	257732	0,00	0,00	5,02	0,91	8,58	69,58	1,00	13,70	
37	257733	0,00	0,00	6,02	1,27	7,98	98,98	0,90	13,90	
38	257734	0,00	0,00	6,27	0,86	8,46	75,46	0,90	133,80	
39	257735	0,00	0,00	6,20	0,72	8,80	58,80	0,90	14,20	
40	257736	0,00	0,00	7,57	0,83	8,68	64,68	0,80	15,90	
41	257737	0,00	0,00	8,88	1,04	7,92	101,92	0,80	14,50	
42	257738	0,00	0,00	7,84	1,17	7,56	119,56	0,80	17,50	
43	257739	0,00	0,00	6,94	0,53	9,04	47,04	0,70	17,10	
44	257740	0,00	0,00	6,04	0,55	8,78	59,78	0,80	14,80	
45	257741	0,00	0,00	6,02	0,75	8,54	71,54	0,90	15,00	
46	257742	0,00	0,00	5,48	0,63	8,68	64,68	0,80	14,30	
47	257743	0,01	0,00	6,21	0,39	9,24	37,24	0,80	14,60	
48	257744	0,00	0,00	4,25	4,25	9,28	35,28	0,80	11,50	
49	257745	0,00	0,00	5,71	5,71	8,86	55,86	0,90	15,30	
50	257746	0,00	0,00	5,08	5,08	8,50	73,50	0,90	13,80	
51	257747	0,00	0,00	4,46	4,46	8,88	54,88	0,70	12,50	
52	257748	0,00	0,00	4,66	4,66	8,18	89,18	0,90	13,10	
Prom		0,01	0,00							
Max		0,06	0,02							

Sondaje Sulfatos Chile Mina Anica										
Anir N°16										
Anir N°16	Cu T	Cu S	Fe T	Fe S	H+	H+	Ag	Au	Au	
	%	%	%	%	gasto	H+	g/Ton	mg/L	g/Ton	
1	257749	0,02	0,01	5,14	0,49	9,32	33,32	0,60	10,10	< 0,05
2	257750	0,04	0,01	6,67	0,42	9,12	43,12	1,10	14,60	< 0,05
3	257751	0,03	0,01	6,45	0,53	9,00	49,00	0,30	13,30	
4	257752	0,05	0,01	4,58	0,35	9,40	29,40	0,30	9,40	
5	257753	0,12	0,04	3,77	0,33	9,42	28,42	0,80	8,30	
6	257754	0,03	0,01	4,54	0,74	8,52	72,52	0,90	10,20	
7	257755	0,08	0,04	3,57	0,58	9,28	35,28	4,80	9,60	< 0,05
8	257756	0,01	0,00	2,92	0,38	9,32	33,32	0,50	7,80	< 0,05
9	257757	0,01	0,00	3,18	0,64	8,60	68,60	0,80	9,40	< 0,05
Prom		0,04	0,01							
Max		0,12	0,04							

ANEXO F: Inversión Adicional Planta Puerto Oscuro

ADICIONAL INVERSIONES PLANTA													
PARAMETROS:													
ADQUISICION		Incluye gastos de internación, seguros y fletes si corresponde.											
CONSTRUCCION Y MONTAJE		Costo de M.O : 10 US\$/hr											
MATERIA		Incluye costos unitarios ponderados por diferentes clases utilizadas.											
TAMAÑO PLANTA		1.096 TPD											
COD	MATERIA	Unid.	ADQUISICION				CONSTRUCCION Y MONTAJE				TOTAL Partida (US\$)	TOTAL INVERSION (US\$)	Valor Venta Final US\$
			Cant.	(US\$)		HORAS HOMBRE		COSTO (US\$)					
				Unitario	Total	Rendimiento	Total	Unitario	Total				
1	LABORATORIO QUÍMICO Y MUESTRERA												
	Estufa para secado	c/u	1	4.000	4.000	8	8	10	80	4.080	89.560	1.200	
	Horno - Mufla	c/u	1	5.000	5.000	8	8	10	80	5.080		1.500	
	Balanza Analítica	c/u	2	4.000	8.000					8.000		2.400	
	Equipo Espectroscopia Absorción Atómica	c/u	1	25.000	25.000	8	8	10	80	25.080		7.500	
	pH -metro	c/u	2	2.000	4.000					4.000		1.200	
	Material de vidrio	Gl	1	10.000	10.000					10.000		3.000	
	Estufa secado muestras - Muetrera	c/u	1	10.000	10.000	8	8	10	80	10.080		3.000	
	Cortador de rifle	c/u	2	3.000	6.000					6.000		1.800	
	Chancador mandibula	c/u	1	5.000	5.000	8	8	10	80	5.080		1.500	
	Chancador cono	c/u	1	6.000	6.000	8	8	10	80	6.080		1.800	
	Pulverizador	c/u	1	6.000	6.000	8	8	10	80	6.080		1.800	
	Subtotal				89.000				560				26.700
2	DISCIPLINA MECANICA												
	HORNO SECADOR - AREA SX - CRISTALIZACION	c/u	1	19.630	19.630	600	600	10	6.000	25.630	165.530	5.889	
	CHUTES DE TRASPASO LIX -CR - HORNO	c/u	2	12.750	25.500	480	960	10	9.600	35.100		7.650	
	PLANTA REACTIVOS	Gl	1	12.000	12.000			10	-	12.000		3.600	
	EQUIPOS MISCELANEOS	Gl	1	-	-			10	-	-			
	- Tecles, Grua horquilla, Romana de Camiones	Gl	1	66.000	66.000	480	480	10	4.800	70.800		19.800	
	- Muestreador, balanzas, instrumentos	Gl	1	17.000	17.000	500	500	10	5.000	22.000		5.100	
	Subtotal				140.130				25.400				42.039
3	PIPING PLANTA												
	RED INDUSTRIAL PLANTA	ml	750	12	9.000	6	125	10	1.250	10.250	49.080	1.350	
	RED DE INCENDIOS	ml	210	24	5.040	4	53	10	525	5.565		756	
	AGUA POTABLE	ml	700	8	5.600	4	175	10	1.750	7.350			
	Miscelaneos (7% del subtotal)	ml	1	1.375	1.375			10	-	1.375			
	Subtotal				21.015				3.525	24.540			2.106
4	DISCIPLINA CIVIL												
	Excavaciones & relleno compactado	m3	8.400	6,5	54.600			10	-	54.600	462.936		
	Hormigon armado estructural	m3	122	225	27.402	17,5	2.131	10	21.312	48.714			
	Acero armada (50 kg/m3)	kg	2.436	1,5	3.654			10	-	3.654			
	Acero Estructural A37 - 24E	ton	24	1.955	46.040	70	1.649	10	16.485	62.525		6.253	
	Estanques FRP	Gl	1	25.000	25.000	17,5	18	10	175	25.175			
	Relleno Arena Compactada	c/u	4.400	2	8.800			10	-	8.800			
	Escarpes & Obras de Arte	m3	5.600	5	28.000			10	-	28.000			
	Miscelaneos (10%)	Gl	-	16.550	-			10	-	-			
	Subtotal				193.495				37.972	231.468		6.253	
TOTAL ACUMULADO									6.690	133.795		77.098	

ANEXO G: Sueldos Mano de Obra

Cargo	VALORES MANO DE OBRA (\$)													
	Sueldo Imponible	Sueldo Imponible	Vacaciones (7,5%)	Indemnizacion (5,00 %)	A.C.H.S. (3,00 %)	Seg. Cesant. (3,00 %)	Ropa Seguridad	Movilización	Alojamiento Alimentacion	Costo Empresa	Costo HD	Sueldo Liquido	Costo Empresa	
										\$			US\$/mes	US\$/año
Capataz	690.000	690.000	51.750	34.500	20.700	20.700	18.000	18.000	100.000	953.650	31.788	552.000	1.966	23.595
Operador de Cargador	500.000	500.000	37.500	25.000	15.000	15.000	18.000	18.000	100.000	728.500	24.283	400.000	1.502	18.025
Operador de Bombas	350.000	350.000	26.250	17.500	10.500	10.500	18.000	18.000	100.000	550.750	18.358	280.000	1.136	13.627
Operador Plataforma /Retro	420.000	420.000	31.500	21.000	12.600	12.600	18.000	18.000	100.000	633.700	21.123	336.000	1.307	15.679
Minero de Primera	375.000	375.000	28.125	18.750	11.250	11.250	18.000	18.000	100.000	580.375	19.346	300.000	1.197	14.360
Minero de Segunda	350.141	350.141	26.261	17.507	10.504	10.504	18.000	18.000	100.000	550.917	18.364	280.113	1.136	13.631
Maestro Mecánico	549.000	549.000	41.175	27.450	16.470	16.470	18.000	18.000	100.000	786.565	26.219	439.200	1.622	19.461
Maestro Eléctrico	549.000	549.000	41.175	27.450	16.470	16.470	18.000	18.000	100.000	786.565	26.219	439.200	1.622	19.461
Soldador	375.000	375.000	28.125	18.750	11.250	11.250	18.000	18.000	100.000	580.375	19.346	300.000	1.197	14.360
Mustrero-Operador y Trat. Borrás	320.000	320.000	24.000	16.000	9.600	9.600	18.000	18.000	100.000	515.200	17.173	256.000	1.062	12.747
Operadores de Hidrociclones & Bomba	320.000	320.000	24.000	16.000	9.600	9.600	18.000	18.000	100.000	515.200	17.173	256.000	1.062	12.747
Jefe Electro-mecánico	800.000	800.000	60.000	40.000	24.000	24.000	18.000	18.000	100.000	1.084.000	36.133	640.000	2.235	26.821
Jefe Eléctrico-Instrum.	800.000	800.000	60.000	40.000	24.000	24.000	18.000	18.000	100.000	1.084.000	36.133	640.000	2.235	26.821
Mecánicos A	400.000	400.000	30.000	20.000	12.000	12.000	18.000	18.000	100.000	610.000	20.333	320.000	1.258	15.093
Mecánicos B	380.000	380.000	28.500	19.000	11.400	11.400	18.000	18.000	100.000	586.300	19.543	304.000	1.209	14.506
Electro -mecánico	500.000	500.000	37.500	25.000	15.000	15.000	18.000	18.000	100.000	728.500	24.283	400.000	1.502	18.025
Electricos B	380.000	380.000	28.500	19.000	11.400	11.400	18.000	18.000	100.000	586.300	19.543	304.000	1.209	14.506
													Promedio aritmetico	
														17.263