



**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN  
FACULTAD DE CIENCIAS QUÍMICAS  
DEPARTAMENTO CIENCIAS DE LA TIERRA**



**CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA  
DEL TRANQUE DE RELAVES N°1, EX-PLANTA LA  
COCINERA, REGIÓN DE COQUIMBO, PROVINCIA DE  
LIMARÍ, CHILE.**



**Memoria para optar al Título de Geólogo**

**Cesiah Catalina Escare Lara**

**Profesor Patrocinante:** Dra. Ursula Elisabeth Dorothea Kelm  
**Profesores Comisión:** Dra. María Verónica Pineda Mascayano  
Msc. Abraham Elías González Martínez

**Concepción, 2021**

# ÍNDICE

<b>RESUMEN</b>	<b>Pág.</b>
<b>1. INTRODUCCIÓN</b> .....	1
<b>1.1. OBJETIVOS</b> .....	1
1.1.1. Objetivo General .....	1
1.1.2. Objetivos Específicos .....	2
<b>1.2. UBICACIÓN Y ACCESOS</b> .....	2
<b>1.3. CLIMA</b> .....	4
<b>1.4. CONTEXTO HISTÓRICO</b> .....	4
1.4.1. Problemáticas de relaves en Chile .....	4
1.4.2. Contexto de la Ex-Planta La Cocinera .....	7
<b>1.5. METODOLOGÍA</b> .....	9
1.5.1. Etapa de gabinete I .....	9
1.5.2. Obtención de Muestras .....	10
1.5.3. Etapa de Laboratorio .....	11
1.5.4. Etapa de Gabinete II .....	11
<b>1.6. TRABAJOS ANTERIORES</b> .....	12
1.6.1. Antecedentes Geológicos y Mineros .....	12
1.6.2. Antecedentes de Reprocesamiento de Escorias .....	13
1.6.3. Antecedentes Ambientales .....	16
<b>1.7. AGRADECIMIENTOS</b> .....	16
<b>2. METODOLOGÍA</b> .....	18
<b>2.1. DIFRACCIÓN LÁSER</b> .....	18
<b>2.2. DIFRACCIÓN DE RAYOS X (DRX)</b> .....	19
<b>2.3. FLUORESCENCIA DE RAYOS X (FRX)</b> .....	21
<b>3. MARCO GEOLÓGICO MINERO</b> .....	23
<b>3.1. ANTECEDENTES</b> .....	23
<b>3.2. ZONA DE ALTERACIÓN Y MINERALIZACIÓN</b> .....	25
<b>3.3. ESTRUCTURAS PRINCIPALES</b> .....	25
<b>3.4. YACIMIENTOS MINERALES METÁLICOS</b> .....	29

3.4.1. Descripción de los yacimientos metálicos .....	29
3.4.1.1. Cobre .....	30
3.4.1.2. Oro .....	30
3.4.1.3. Hierro .....	31
3.4.1.4. Manganeseo .....	31
3.4.1.5. Mercurio .....	31
3.4.1.6. Molibdeno .....	31
3.4.1.7. Plomo y Zinc .....	32
<b>3.5. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO PANULCILLO .....</b>	<b>32</b>
<b>3.6. FUNDICIÓN PAIPOTE Y DIVISIÓN VENTANAS .....</b>	<b>35</b>
<b>3.7. DISTRITO-YACIMIENTO LA COCINERA .....</b>	<b>38</b>
<b>4. CARACTERIZACIÓN DEL TRANQUE DE RELAVES .....</b>	<b>40</b>
<b>4.1. DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA .....</b>	<b>41</b>
<b>4.2. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO POR DIFRACCIÓN LÁSER ...</b>	<b>42</b>
<b>4.3. ANÁLISIS POR DIFRACCIÓN DE RAYOS X .....</b>	<b>50</b>
4.3.1. Difracción de Rayos X en relave total .....	50
4.3.2. Difracción de Rayos X en fracción 0,45-2,0 $\mu\text{m}$ .....	55
<b>4.4. ANÁLISIS POR FLUORESCENCIA DE RAYOS X .....</b>	<b>60</b>
<b>5. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....</b>	<b>65</b>
<b>5.1. HISTORIA .....</b>	<b>65</b>
<b>5.2. GRANULOMETRÍA .....</b>	<b>66</b>
<b>5.3. QUÍMICA Y MINERALOGÍA .....</b>	<b>68</b>
<b>5.4. VALORIZACIÓN DE LA ESCORIA DE COBRE .....</b>	<b>72</b>
5.4.1. Usos alternativos para la valoración de la escoria de cobre .....	73
5.4.1.1. Obtención y recuperación de metales valiosos .....	73
5.4.1.2. Material de construcción .....	75
5.4.2. Riesgos ambientales asociados al tranque de relaves .....	77
5.4.2.1. Riesgo hidrogeológico .....	77
5.4.2.2. Riesgo por generación de polvo .....	78
5.4.2.3. Riesgo sísmico .....	79
<b>6. CONCLUSIÓN Y COMENTARIOS .....</b>	<b>84</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura</b>	<b>Página</b>
1. 1. Tranques de relaves de la Ex-Planta La Cocinera .....	1
1. 2. Ubicación del área de estudio .....	3
1. 3. Imagen satelital de la zona de estudio .....	7
1. 4. Ubicación de los pozos de sondaje para el Tranque de relaves N°1 .....	10
2. 1. Esquemización de un aparato de difracción láser .....	19
2. 2. Esquemización de un aparato de difracción de rayos X .....	20
2. 3. Fenómeno físico de la fluorescencia de rayos X .....	22
3. 1. Mapa de probables instalaciones mineras alimentadoras de la Ex- Planta La Cocinera .....	24
3. 2. Sistema de fallas regionales .....	26
3. 3. Esquemización de un horno de reverbero .....	37
4. 1. Muestra C_4,0-5,0 bajo lupa binocular 40x .....	42
4. 2. Proporción porcentual de arena – limo – arcilla y relación con la moda de cada una de las muestras estudiadas .....	44
4. 3. Triángulo arena-limo-arcilla para clasificación de suelos. Departamento Agrícola de Estados Unidos (1987) .....	45
4. 4. Descripción de la gradación de los suelos según la inclinación de la curva granulométrica (Duque, 2003) .....	46
4. 5. Curvas granulométricas de las nueve muestras analizadas para el tranque de Relaves N°1 de la Ex-Planta La Cocinera .....	47
4. 6. Difractograma de la muestra A2_0,5-1,0 .....	51
4. 7. Difractograma de la fracción argílica de la muestra PzB_5,0-6,0 (14 OR) .....	56
4. 8. Transformación de una mica en arcilla expansiva. (Ndlovu et al. 2011) .....	59
4. 9. Difractograma de escoria de cobre de la minera “The Black Sea Cooper Works” (Samsun, Turquía). Extraído de Alp et al (2008) .....	61
5. 1. Porcentaje de Recuperación de cobre de acuerdo a fracciones de tamaños de partículas en diferentes concentradoras (Bulatovic, 2007) .....	68
5. 2. Difractograma de la escoria A4_0.5-1.0 .....	69
5. 3. Planta La Cocinera en Estero Ingenio. Se evidencia una estrecha interacción entre agricultura y minería: pilas de lixiviación y relaves mineros a escasa distancia de centros agrícolas .....	79
5. 4. Tranque de Relaves N°1. Licuefacción y deslizamientos por efectos del sismo del 14 octubre 1997 (Espinace, 2004) .....	80
5. 5. Contaminación entorno Ex-Planta La Cocinera .....	81
5. 6. Mitigación de la contaminación en el sector de estudio .....	81



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla</b>		<b>Página</b>
1. 1.	Resumen de la información de AGM que procesan sus productos en Planta Delta .....	8
1. 2.	Resumen de los tipos de faena para la Comuna de Andacollo y Provincia de Limarí .....	8
4. 1.	Muestras representativas elegidas por el método del hipercubo latino .....	40
4. 2.	Datos proporcionados por los histogramas del programa MaS control .....	43
4. 3.	Tipos de suelos y texturas. Departamento Agrícola de Estados Unidos (1987) .....	46
4. 4.	Resumen de resultados de Cu y Cc para las nueve muestras estudiadas .....	48
4. 5.	Granulometría predominante para cada una de las muestras .....	49
4. 6.	Resultados cualitativos mediante difracción de rayos X en relave total según nivel de ocurrencia de cada fase .....	52
4. 7.	Nomenclatura de las nueve muestras de fracción argílica .....	55
4. 8.	Resultados cualitativos mediante difracción de rayos X en la fracción argílica, según nivel de ocurrencia de cada fase .....	57
4. 9.	Resultado semi-cuantitativo mediante difracción de rayos X en la fracción arcilla .....	58
4.10.	Porcentajes en masa para elementos mayores pertenecientes al Tranque de Relaves N°1 .....	62
4.11.	Concentración en ppm para elementos menores y trazas obtenidos para el Tranque de Relaves N°1 .....	63
4.12.	Índice de basicidad (Ib) y basicidad simple (Ibs) para las muestras de escoria analizadas .....	64
5. 1.	Óxidos fundamentales que componen las escorias de fundición según Biswas & Davenport (1994) .....	71

## Resumen

La presente memoria de título aborda en detalle la caracterización física, química y mineralógica del tranque actualmente inactivo y más antiguo de la Ex-Planta La Cocinera (Tranque de relaves N°1) ubicado a 5 km al norte de Ovalle, a través del análisis de 9 muestras de escoria de cobre representativas procedentes de 6 pozos de sondaje (A, A2, A4, B, C y D). El material extraído y depositado en el lugar de estudio, deriva principalmente de escorias retrabajadas provenientes de las fundiciones Paipote y Ventanas, de la mina homónima La Cocinera y del yacimiento Panulcillo, correspondiente a un depósito tipo skarn cuprífero desarrollado en rocas sedimentarias del Cretácico Inferior intruidas por plutones dioríticos del Cretácico Superior, donde se extraían óxidos y sulfuros de cobre.

El trabajo tiene como propósito caracterizar el material extraído del sector de estudio procedente principalmente de hornos de fundición utilizados antiguamente en el tratamiento del material para la extracción del cobre, y así identificar elementos potencialmente recuperables desde el relave, y que además logren disminuir el impacto ambiental de contaminación que estos pueden ocasionar. Para ello, las muestras se observaron con lupa binocular, se estudió la granulometría por medio de difracción láser, fueron sometidas a difracción de rayos X, para roca total y fracción argílica (0,45-2 $\mu$ m) y se sometieron a espectrometría por fluorescencia de rayos X.

Los resultados exhiben que las muestras están compuestas principalmente de silicatos (cuarzo, clorita, diópsido, fayalita, ortoclasa, epidota, albita, grosularia, biotita, muscovita, ferrosilita), sulfuros (pirita, marcasita, calcopirita, bornita, covelina, esfelerita), sulfatos y carbonatos (yeso, azurita, calcita, jarosita) y óxidos e hidróxidos (hematita, magnetita, baddeleyita, goethita, espinela, rutilo). Según lo obtenido por los análisis químicos realizados, se presenta una concordancia en la información, los principales óxidos encontrados son SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, SO<sub>3</sub>, MgO, Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O, además de concentraciones cobre, zinc, titanio, fósforo y manganeso que superan el 1%. Las muestras presentan además características ácidas derivadas de su composición química. Los análisis de difracción laser indican una granulometría de tamaño arena muy fina <1/8 mm.

El gran tonelaje disponible en el tranque estudiado (1.370.000 ton de escorias y skarn), su tamaño granulométrico de arena muy fina (<1/8 mm) al ser mayoritariamente material retrabajado, así como su apreciable contenido de hierro y cobre harían viable económicamente, así como también desde el punto de la sostenibilidad, la recuperación de esos elementos. Lo anterior sería posible mediante técnicas de reprocesamiento minero como flotación con adición de reactivos (xantatos, difosfatos, entre otros) para la recuperación de cobre, lixiviación con ácido sulfúrico y férrica para la recuperación de cobre y zinc y por último un circuito de concentración magnética modificada para la recuperación de hierro.

Finalmente son innegables los riesgos ambientales asociados a un relave abandonado, reconociéndose en diversas publicaciones asociadas a nuestro sector de estudio, riesgos de tipo: hidrogeológico por la cercanía de este descarte minero a uno de los afluentes secundarios de Río Limarí (Estero el Ingenio) presentando posibles infiltraciones de metales (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Cu, Co, Ni, Sb, Hg) a los suelos y aguas subterráneas; riesgo por generación de polvo, puesto que en la parte superior del sector se presenta material particulado fino que entra en suspensión eólica y afecta directamente en las plantaciones cercanas, impidiendo el proceso de fotosíntesis, la fecundación de las flores y calidad de los árboles frutales; y por último el riesgo sísmico como el ocurrido en el terremoto del 14 de octubre de 1997, que produjo una falla por licuefacción y deslizamiento en el tranque estudiado. Todo esto puede ser mitigado de diversas maneras destacándose la utilización de plantas para apoyar este proceso, así la contaminación eólica se disminuye a través de unos paravientos vegetales, la contaminación hídrica puede ser solucionada mediante piscinas fitodepuradoras y la contaminación de los suelos mediante la fitoremediación.

Este trabajo es una primera aproximación a la caracterización del sector correspondiente al Tranque de Relaves N°1 de la Ex-Planta la Cocinera, además de la proposición de técnicas de apoyo al cierre de este pasivo minero que ya se encuentra en proceso. A razón de la presencia de vegetación en la parte superior de la zona de estudio, este trabajo queda abierto a futuras investigaciones, relacionadas con el retrabajo parcial de este descarte minero, para la recuperación de elementos de importancia económica, puesto que de ser viable, no hubiera sido posible mejorar el volumen y morfología del relave. Por último, es el primer paso a investigaciones ligadas a la geología ambiental, con la realización de técnicas como extracciones secuenciales, para analizar el grado de peligro real de los elementos presentes identificados inicialmente en esta memoria de título.

## 1. Introducción

El estudio presentado a continuación se desarrolla en el contexto del Proyecto ENAMI-Ovalle, el que se impulsa a solicitud de ENAMI y la Universidad de Concepción. De la colaboración de estas dos entidades resultan una serie de trabajos (incluido la presente memoria de título) y tiene como propósito estudiar tres tranques de relaves (N°1, N°2 y N°3) ubicados en la Ex-Planta La Cocinera, en Ovalle (Fig.1.1.). El cuerpo de investigación en esta memoria, se emplaza en tranque de relave N°1, que corresponde al más antiguo de los tres, con el fin de caracterizar física, química y mineralógicamente el material dispuesto en el lugar mencionado, apuntando a la búsqueda de elementos recuperables mediante minería secundaria.



Figura 1.1. Tranques de relaves de la Ex-Planta La Cocinera. En amarillo Tranque N°1, en verde Tranque N°2 y en anaranjado Tranque N°3. Imagen aérea modificada de google Earth.

### 1.1. Objetivos

#### 1.1.1. Objetivo General

Caracterizar física, química y mineralógicamente el Tranque de Relaves N°1 perteneciente a la Ex-Planta La Cocinera para determinar la existencia de elementos recuperables y evaluar su importancia ambiental.

### 1.1.2. Objetivos Específicos

- Caracterizar mineralógicamente las muestras representativas del relave N°1.
- Determinar si el material analizado posee concentraciones de elementos menores y trazas que lo hagan potencialmente aprovechable desde el punto de vista económico, apuntando a la recuperación de estos mediante minería secundaria.
- Determinar si los elementos químicos presentes en el material analizado pueden ocasionar un impacto ambiental negativo en las zonas de influencia.
- Relacionar las características del tranque de relaves con los distritos mineros que aportaron material a la planta concentradora.

### 1.2. Ubicación y Accesos

El Tranque de relaves N°1 se ubica en la Ex-Planta La Cocinera, también conocida como Panulcillo, a 5 km al norte de la ciudad de Ovalle, centro urbano más cercano, en la Región de Coquimbo, provincia de Limarí, Chile (Fig. 1.2.). Desde Santiago, capital urbana de Chile, La Ex-Planta La Cocinera se localiza a una distancia de unos 350 km al norte. El área de estudio, en coordenadas geográficas se define entre la Latitud  $30^{\circ}32'53''$  -  $30^{\circ}33'04''$  Sur y la Longitud  $71^{\circ}10'36''$ -  $71^{\circ}10'28''$  Oeste.

El acceso a la Ex-Planta La Cocinera desde la capital de nuestro país, se realiza a través de la Ruta Panamericana Norte o 5 Norte. Desde el Sur se sigue por Ruta 5 Norte hacia D-643 y se toma la salida en dirección a la Ruta 45/Ovalle, luego se gira hacia la izquierda con dirección a Ariztía Oriente hasta intersección con Tangué para llegar a la ciudad de Ovalle. Desde Ovalle se continúa hacia el Suroeste por Tangué, donde se toma un desvío hacia la derecha por calle Coquimbo hasta la intersección entre Independencia y la Ruta 45, y luego hasta la intersección entre Ariztía Oriente y la Ruta 43. Continuando por la Ruta 43 se gira hacia la derecha por Tuqui-Talhuén hasta Lagunillas-Tuqui por D-545, para así acceder a la zona de estudio.

Desde La Serena se accede a través de la Ruta 43 que conduce a Ovalle, tomado el desvío al Suroeste hacia la Ex-Planta La Cocinera, desde donde hay acceso directo a labores subterráneas y

además se puede llegar a los rajos del sector sur del distrito que están aproximadamente a 1 km a través de caminos mineros. De otra forma se puede acceder través de un desvío que se toma a partir del camino de aproximadamente 3 Km que une la localidad de Lagunillas y la Ex-Planta La Cocinera.

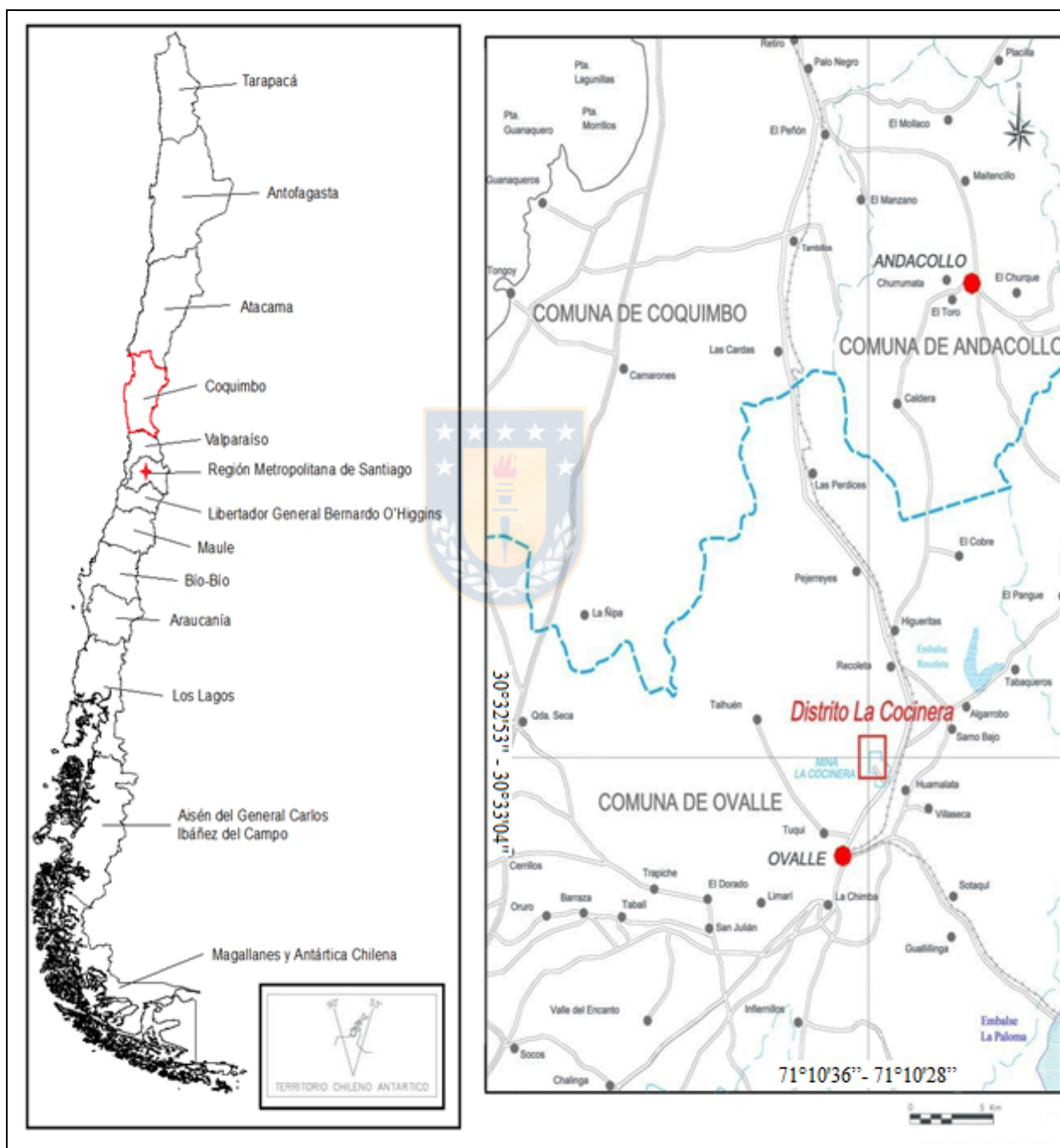


Figura 1.2. Ubicación del área de estudio. Modificado de Monje *et al.* (2014)

### 1.3. Clima

A grandes rasgos en el tranque de relave N°1 de la Ex-Planta La Cocinera, el clima está fuertemente condicionado por el Anticiclón del Pacífico Sur. La temperatura media anual a lo largo de la costa es de 14°C, aumentando hacia el interior a 16°C. La precipitación media anual en el interior es de 100 mm (promediando los últimos 30 años en Ovalle), mientras que en la Cordillera de los Andes es de aproximadamente 180 mm (lluvia más nieve). Además la región se caracteriza por fuertes variaciones inducidas por los vientos del oeste que se correlacionan con los años de "El Niño", que traen las lluvias intensas y posteriores inundaciones repentinas (Oyarzún, 2006).

### 1.4. Contexto Histórico

#### 1.4.1. Problemática de Relaves en Chile

La actividad minera en Chile se encuentra concentrada desde la región de Arica y Parinacota hasta la región del Libertador General Bernardo O'Higgins. El principal mineral explotado es el cobre, por lo que es importante tener en cuenta que, del total de mineral extraído en una mina cuprífera, menos del 2 % corresponde al metal deseado; el resto se descarta como diferentes desechos: 50 % estéril, 44 % relaves y 4 % escorias (López *et al.*, 2003).

Antiguamente, lo que ocurría era que estos residuos eran depositados directamente en los ríos, quebradas o en el mar, lo que ocasionó efectos negativos en los ecosistemas. Actualmente, estos residuos se almacenan en tranques de relave (Espinace *et al.*, 2006).

A través de la historia han ocurrido desastres ambientales relacionados a los relaves a lo largo del país, donde uno de los casos que destaca es el de El Soldado. Durante el terremoto de 1965 en la Región de Valparaíso, el tranque de relaves "El Cobre", de la mina El Soldado, cedió originando una avalancha de líquidos tóxicos que sepultó al poblado minero "El Cobre" casi en su totalidad. Más de 200 personas murieron y cientos de km<sup>2</sup> de terrenos fueron contaminados con estos depósitos del relave (Dobry, 1965; Medvinsky *et al.*, 2015).



Los aluviones en el Norte de Chile, ocurridos en 2015 también ocasionaron desastres ambientales a causa del arrastre de líquidos procedentes de piscinas de decantación. Días después de la catástrofe comenzaron las emergencias ambientales, las cuales siguen activas debido al colapso parcial de muchos relaves y otras fuentes de tóxicos de la minería (Medvinsky *et al.*, 2015).

También en Chañaral en el año 1938, cuando se colmaron los embalses terrestres que almacenaban los relaves de Potrerillos, se procedió a vaciar ese caudal al mar, utilizando para ello el cauce del Río Salado. Así en el curso de 52 años fueron arrojados al mar en la zona litoral de Chañaral, más de 320 millones de toneladas de sólidos residuales mineros y unos 850 millones de toneladas de aguas servidas del proceso industrial de la Gran Minería del Cobre (Vergara, 2011). Actualmente existe una playa artificial cuyas arenas blancas, tienen presencia de “vetas” de color verdoso, que son parte del residuo mineral y químico con connotación corrosiva, reactiva y tóxica.

El registro de incidentes con resultados catastróficos ocurridos en los últimos años, han gatillado una revisión exhaustiva en torno a los depósitos de relaves y su gestión, tanto a nivel gubernamental como empresarial, que busca asegurar la estabilidad de estas construcciones a través de, por ejemplo, cambios en los diseños, en las regulaciones y en las gobernanzas internas de las compañías.

En Chile se han desarrollado varias iniciativas relacionadas con la temática en los últimos años. Por ejemplo, en el año 2014, SERNAGEOMIN creó el Departamento de Depósitos de Relaves, actual Oficina de Depósitos de Relaves, para responder a la necesidad de mejora en el control de la normativa, así como optimizar el control de los proyectos desde su diseño, construcción, operación y cierre. Asimismo, se cuenta con distintos documentos relacionados con la temática, como el reciente documento “Estudios de normativas internacionales de diseño, construcción, operación, cierre y post cierre de depósitos de relaves” (SERNAGEOMIN, 2018), que presenta una revisión comparativa de normas nacionales e internacionales que regulan distintos aspectos y etapas relacionadas con la puesta en marcha, operación, cierre y post-cierre de los depósitos de relaves, del cual se desprende que solo México y Chile cuentan con una ley que regula específicamente las distintas fases de los depósitos de relaves.

Recientemente, en septiembre del 2018, el Ministerio de Minería dio a conocer la Política Nacional de Relaves que busca abordar, de manera integral, a todos los depósitos de relaves, tanto activos, inactivos como abandonados. En específico, la política considera para los 101 relaves activos el monitoreo permanente, con acceso en tiempo real para las comunidades y acceso detallado y técnico para fiscalización remota por parte del SERNAGEOMIN. A su vez, para los depósitos de relaves inactivos y abandonados, se consideran medidas enfocadas a determinar adecuadamente su situación actual (monitoreo remoto y monitoreo participativo comunitario), legal (estudios de títulos) y de riesgo (actualización de las metodologías para la priorización basado en riesgos), así como medidas que busquen su cierre, reprocesamiento o nuevos usos.

Por su parte, organismos internacionales como el Mining Association of Canada (MAC) o el Internacional Council for Mining and Metals (ICMM) cuentan con declaraciones de posiciones e intenciones precisas en la gestión de los depósitos de relaves que las compañías mineras a nivel internacional y nacional ratifican. Estos y otros organismos publican y actualizan diferentes guías y documentos que se han constituido en herramientas robustas y son comúnmente utilizadas como referencia en la gestión de los depósitos de relaves.

Por otro lado, esta mayor preocupación también se refleja en un aumento exponencial de las noticias y publicaciones asociadas a la temática en los últimos años.

Todos estos aspectos mencionados demuestran que, en la actualidad, la gestión de los depósitos de relaves es una preocupación de gran relevancia para la sociedad en general. Las compañías mineras deben hacer frente no sólo a los retos de carácter técnico relacionados con el diseño, construcción, operación, cierre y post-cierre de sus depósitos, sino también a aquellos manifestados desde el entorno.

Por todo esto, es necesario instaurar, como práctica habitual, el desarrollo de modelos de gestión integral que consideren todos los aspectos necesarios para asegurar el buen desempeño de estas instalaciones, minimizando su riesgo de falla y favoreciendo una operación óptima y acorde con el desarrollo económico, social y ambiental de nuestra sociedad.



### 1.4.2. Contexto de la Ex-Planta La Cocinera

La Planta Ovalle ex Panulcillo, conocida también como La Cocinera fue propiedad de ENAMI desde su adquisición en 1982 hasta su cierre en 2009 (Nauditt *et al*, 2010), cuando fue reemplazada por la Planta Delta (Fig. 1.3.), que continuó procesando el mineral proveniente de 328 pequeños y medianos productores de la provincia del Limarí (Portal minero, 2012).



**Figura 1.3.** Imagen satelital de la zona de estudio. Se observa ubicación de Ex-Planta La Cocinera, la actual Planta Delta y Ovalle. Modificado de Google Earth, enero 2020.

En la Planta de Tratamiento de la faena La Cocinera la recuperación de oxidados de cobre se inició en 1987, mediante pilas de lixiviación (Ramírez, 2015). Por su parte, actualmente la Planta Delta está capacitada para producir hasta 400 toneladas/mes de cátodos de cobre desde minerales oxidados por lixiviación, extracción por solvente y electro obtención (LIX-SX-EW) y además una planta de flotación para recuperar sulfuros, con capacidad de 60.000 toneladas/mes ([www.enami.cl](http://www.enami.cl)).

Ramírez (2015) identifica 9 Agrupaciones Gremiales Mineras (AGM) en la Región de Coquimbo, 5 de las cuales aportan actualmente con material a la Planta Delta: Ovalle, Andacollo, Punitaqui,

El Huacho y La Serena (Tabla 1.1.), sumando en total 251 de los 328 productores mencionados. En su mayoría contribuyen con minerales sulfurados de cobre, además de óxidos provenientes de AGM Ovalle, Punitaqui y La Serena y cantidades no especificadas de Au desde Andacollo.

**Tabla 1.1. Resumen información de AGM que procesan sus productos en Planta Delta 2011.**

AGM	Ovalle	Andacollo	Punitaqui	El Huacho	La Serena
Ley CuT	0,8-1,0%	0,8-1,2%	0,7-1,2%	0,7-1,0%	0,8-1,1%
N° Productores	60	36	90	40	25
Producción mensual (miles de ton)	3-5	2,5-3,5	3,5-5	1,5-3	1,5-3,5
Tipo mineral	Sulfuros y Oxidados Cu	Sulfuros Cu + Au	Sulfuros y Oxidados Cu	Sulfuros Cu	Sulfuros y Oxidados Cu

Basado en lo anterior, se identifican 502 instalaciones mineras probables alimentadoras de la Planta Panulcillo: 76 ubicadas en la Provincia de Andacollo y las otras restantes en la Provincia de Limarí (comunas de Río Hurtado, Ovalle, Monte Patria, Punitaqui y Combarbalá). La información de estas se obtuvo luego de filtrar datos desde el Atlas de Faenas Mineras para la Región de Coquimbo (SERNAGEOMIN, 2011), complementado con información de cartas geológicas (Emparán & Pineda, 2006; Bohnhorst, 1967). De estas, la mayoría (64,14%) corresponden a faenas mineras irregulares, 21,91% son subterráneas, 8,36% a rajo abierto y no se tiene información del resto (Tabla 1.2.).

**Tabla 1.2. Resumen de los tipos de faena para la Comuna de Andacollo y Provincia de Limarí.**

Zona	N° Instalaciones	F.M.I.	Subterráneas	Rajo Abierto	Sin Información
Andacollo	76	31	37	8	0
Provincia Limarí	426	291	73	34	28

La variedad de depósitos minerales (según génesis y tipo de mena) en la zona de estudio resulta de gran importancia desde el punto de vista científico-económico, ya que las fases minerales de estos yacimientos pueden estar asociadas a elementos altamente cotizados en los mercados actuales, tales como, cobalto, oro, wolframio, platinoides, entre otros. La antigüedad y el origen diverso de los relaves de la Planta La Cocinera, la hacen de especial interés para este tipo de estudios.

La recopilación de antecedentes geológicos indica que la mineralogía de los relaves de La Cocinera debiera estar dominada por ganga tal como pirita, cuarzo, plagioclasa, óxidos de Fe, clorita, magnetita, calcita, etc. Por su parte, los minerales de menas probables de encontrarse en los tranques: calcopirita, blenda, galena, chalcantita, crisocola, malaquita y azurita, entre otros.

Análisis de laboratorio tales como difracción de rayos X, espectrometría por fluorescencia de rayos X y difracción láser permitirán detallar la química de los elementos mayores y trazas, además de asociarlos a la mineralogía presente e identificar la distribución granulométrica.

## **1.5. Metodología**

El presente estudio se desarrolla a partir de distintas actividades agrupadas en cuatro etapas principales. Estas son etapa de gabinete I, obtención de las muestras, etapa de laboratorio y etapa de gabinete II.

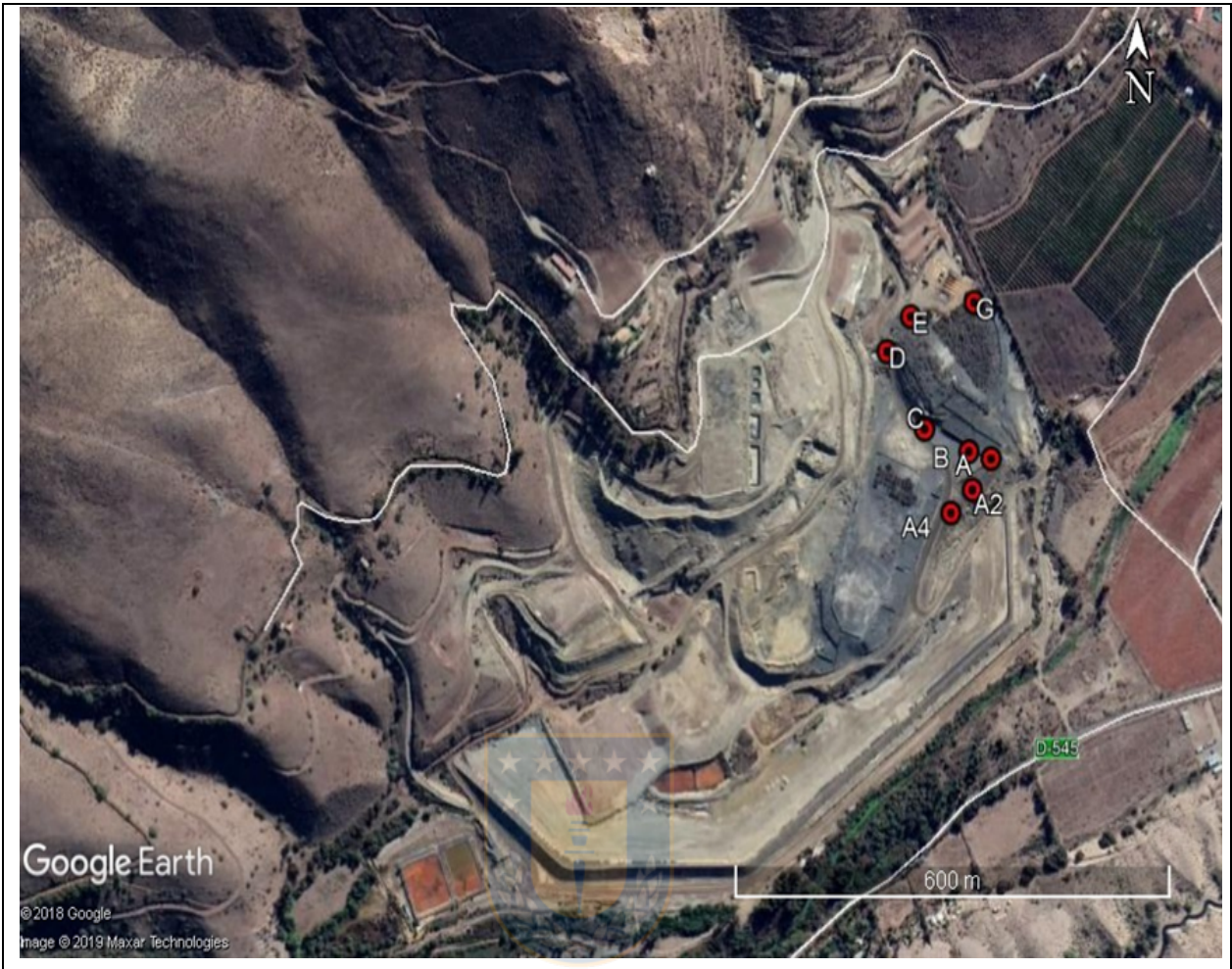


### **1.5.1. Etapa de Gabinete I**

Se seleccionan las ubicaciones de los diversos pozos de sondaje. La propuesta de la ubicación de los sondajes fue definida en conjunto por el equipo de ENAMI, compuesto por los ingenieros; Gonzalo Vergara y Ricardo Quiroz y por parte de la Universidad de Concepción; Dra. Ursula Kelm, Dr. Alexey Novoselov y el Geólogo Diego Delgado.

Posteriormente en terreno se ajustó la propuesta con el apoyo del Ingeniero Juan Benavente, Jefe Proyecto Plan de Cierre Planta Ovalle, quien informó acerca de los límites de los relaves y residuos o escombros de desmantelamiento de la planta La Cocinera, que el marco del plan de cierre del sitio en el lado oeste (ladera del cerro) forman una zona morfológicamente continua. Además, se tomó en consideración la posibilidad de acceso de la perforadora y el cuidado de zonas con re-vegetación (en particular zona central del Tranque N°1). Este último aspecto llevó a re-ubicar los sondajes del Tranque N°1, cambiando su identificación de números a letras y optando por formar un semicírculo alrededor del relave (Fig. 1.4.).





**Figura 1.4. Ubicación de los pozos de sondaje para el Tranque de relaves N°1.**

Además en esta etapa se recopila material bibliográfico acerca del yacimiento (Nauditt *et al.*, 2010), marco geológico (Emparán & Pineda, 2006; Bohnhorst, 1967; Thomas, 1967), contexto histórico (Ramírez, 2015) y métodos de laboratorio a realizar (Gill, 1997).

### **1.5.2. Obtención de las Muestras**

Se obtuvieron las 9 muestras para la realización de la posterior etapa de laboratorio con la ayuda del profesor Alexey Novoselov. En esta etapa se aplicó un método estadístico llamado “Hipercubo Latino” a la totalidad de las muestras extraídas del relave estudiado, generando una jerarquización por afinidad de todos los especímenes presentes, obteniendo finalmente 9 ejemplares representativos para continuar con la investigación.

### 1.5.3. Etapa de Laboratorio

Durante esta etapa se realizan los análisis físicos, químicos y descripción macroscópica a la totalidad de las 9 muestras representativas correspondientes al Tranque de Relaves N°1, cuya denominación hace referencia a la antigüedad del depósito. Los diferentes estudios se efectúan en las dependencias del Instituto de Geología Económica Aplicada (GEA) de la Universidad de Concepción.

En primera instancia se describen macroscópicamente las muestras mediante el uso de lupa binocular Nikon SMS-10 con aumentos 20x y 40x. En seguida se efectúan mediciones de humedad a 60°C y luego a 105°C, utilizando una estufa y balanza analítica. La finalidad de la doble medición de temperatura es la identificación facilitada de material arcilloso en los ejemplares analizados, puesto que, una medición de temperatura a 60° no afecta la mineralogía argílica, en cambio a 105° las esmectitas presentan un cambio en su estructura.

Luego se procede al secado de las muestras que presentan humedad al tacto dejándolas en el horno durante un día completo, para desarrollar así al análisis granulométrico que se efectúa mediante el equipo de difracción laser *Fritsch ANALYSETTE 22 MicroTec plus*.

Posteriormente, submuestras de 50 gramos son llevadas a pulverizado fino a través del uso de molino planetario *Fritsch PULVERISETTE 6*, esto con el fin de generar material para los análisis de difracción de rayos X para roca total y fracción 0,45-2,00 µm, mediante el difractómetro *Bruker D4 Endeavor* con detector Lynxeye, radiación de Cu y filtro de radiación  $k\beta$  de Ni; y los análisis de fluorescencia de rayos X utilizando el equipo *Rigaku Primus II* tipo dispersor de ondas de radiación de Rh (4KW).

### 1.5.4. Etapa de Gabinete II

Se procede al manejo de la información recopilada, análisis e interpretación de los datos obtenidos por los métodos mencionados en las etapas anteriores y redacción de memoria de título, con el fin de concluir y responder a los objetivos establecidos.

## 1.6. Trabajos Anteriores

Existe escasa información respecto a estudios relacionados con la caracterización del recurso presente en el Tranque de Relaves N°1 de la Ex Planta La Cocinera debido al carácter interno y privado de muchos de estos informes, por lo que no se ha logrado tener acceso a la mayor parte de ellos, es por lo anterior que para profundizar en el análisis de éste, se ha acudido a diversos estudios de materiales dispuestos en descartes mineros globales que presentan características similares, así como también métodos experimentales alternativos de minería secundaria para la explotación y recuperación del material.

### 1.6.1. Antecedentes Geológicos y Mineros

*Araya et al., 1998* presentan una serie de resultados derivados de exploración minera, que incluyeron mapeo en superficie y de sondajes del yacimiento Panulcillo. Expusieron antecedentes del conocimiento geológico del yacimiento, así como de sus reservas minerales. Este informe se presenta como uno de los más importantes en el distrito, ya que define grupos litológicos, alteraciones hidrotermales, estructuras y mineralización.

*Diaz & Corvalán, 2015* realizan un modelo genético preliminar de mina Panulcillo y estudian su relación con los depósitos de Fe-P y del tipo IOCG presentes en la Provincia Metalogénica de la Cordillera de la Costa. Sugieren que las características del depósito Panulcillo, en relación a su mineralogía de mena, ganga y asociaciones de alteración, permiten clasificarlo como un depósito del tipo IOCG, cuya génesis estaría asociado a un magma de Fe - P, separado de su fuente magmática por un proceso de inmiscibilidad ocurrido en el ámbito del Sistema de Falla Romeral, específicamente asociadas a la traza de las milonitas representadas en falla Panulcillo. La fase silicatada estaría representada por el plutón Pejerreyes, a cuyo emplazamiento se asocia el metamorfismo de contacto presente en las rocas volcánicas y sedimentarias de la Formación Arqueros. El ascenso de fluidos hidrotermales con mineralización cuprífera, asociada a los magmas de Fe -P, se habría canalizado a través de falla Panulcillo, generando un depósito de interés económico.

**Gutiérrez *et al.*, 2019** presentaron un estudio exploratorio de la Ex-Planta La Cocinera que engloba a tres tranques de relave conformados por escoria, skarn y ripio, definiendo con esto líneas de procesamiento que permitan la recuperación de elementos con tenores económicos en estos cuerpos de descarte pertenecientes a la Empresa Nacional de Minería (ENAMI).

**Monje *et al.*, 2014** realizaron un estudio geológico distrital de La Cocinera, con el fin de hacer un cálculo de recursos en los distintos yacimientos del distrito minero. Los estudios fueron enfocados en la búsqueda de recursos y en la exploración de nuevos recursos con valor económico para la pequeña-mediana minería. Destaca la realización de un modelo geológico del sector, así como la estimación de recursos de cobre total y soluble en una envolvente económica.

**Sugaki *et al.*, 2000** analizaron el depósito de Panulcillo desde el punto de vista mineralógico, efectuando análisis químicos a la variación de minerales. Proponen un modelo tipo skarn para Panulcillo, especificando las etapas de evolución y confeccionaron un cuadro paragenético del yacimiento.



### **1.6.2. Antecedentes de Reprocesamiento de Escorias**

**Arslan & Arslan, 2002** propusieron un método para la recuperación de Cu, Co y Zn desde las escorias de fundición con porcentajes de 2,64% Cu, 0,095% Co, 0,67% Zn y 47,2% Fe, provenientes de la zona de alimentación de la unidad de flotación de la mina Black Sea Copper Works. El método consiste en un tostado con ácido sulfúrico del material tratado. El tostado ácido de las escorias seguido de la lixiviación con agua caliente permite poner los metales en solución. En esta investigación se realiza énfasis en los efectos del tiempo de tostado, la relación ácido/escoria, la temperatura y la aplicación de descomposición térmica antes de la lixiviación. Se extrajo un total de 88% de cobre, 87% de cobalto, 93% de zinc y 83% de hierro en dos horas de tostado a 150°C y relación ácido/escoria 3:1. El aumento de la temperatura y el tiempo de tostado ácido no tuvieron un efecto creciente en las duraciones de disolución del Co y Zn, mientras que se observaron mejoras significativas en la disolución de Cu. La aplicación de descomposición térmica antes de la lixiviación produjo pequeñas disminuciones en las extracciones de los metales, pero

como no hubo disolución de hierro, se favoreció desde el punto de vista de las recuperaciones de metales de los lixiviados, debido a la eliminación de la etapa de remoción de hierro.

**Rudnik *et al.*, 2009** formularon una técnica de hidrometalurgia simple para la recuperación selectiva de cobre y cobalto de la escoria producida por pirometalurgia a través de cuatro etapas consecutivas que consisten primero en un tostado de la escoria en condiciones de reducción para producir una aleación de Cu-Co-Fe-Pb, luego la disolución electrolítica de la aleación en una solución de cloruro de amonio-amonio, seguido por una lixiviación amoniacal del producto obtenido de la etapa anterior y finalmente la electrodeposición selectiva de cobre y cobalto. Los productos finales fueron metales de alta pureza 99.9% Cu, 92% Co.

**Chen *et al.*, 2011** desarrollaron un procedimiento hidrometalúrgico para el reciclaje de metales valiosos de Si, Fe y Cu desde las escorias de fundición, obteniendo tasas de lixiviación de 98%, 99% y 91% para SiO<sub>2</sub>, Fe y Cu respectivamente, las cuales fueron logradas a través de parámetros optimizados, tales como, relación sólido-líquido es 1:10; concentración de ácido clorhídrico del 35%; con un tiempo de reacción es de 2 horas a 80-90 °C.

**Cao *et al.*, 2012** presentaron una técnica de enriquecimiento selectivo y separación para recuperar componentes valiosos de cobre y hierro, desde las escorias de cobre desechadas de procesos mineros, mediante la adopción del método de modificación a alta temperatura. El cálculo termodinámico muestra que los componentes de cobre y hierro se enriquecieron individualmente como cobre metálico y fase de magnetita en el rango de temperatura de 1500-1700 K, y se precipitaron y crecieron durante el proceso de enfriamiento. Los resultados experimentales muestran que la fracción de volumen de magnetita podría ser del 20% al 50%, y el tamaño de grano de 20 a 60  $\mu\text{m}$ , ya que las condiciones eran temperatura de modificación a 1653 K, caudal de aire 7 L/min, tiempo de oxidación 6 min y enfriamiento tasa 1 °C/min. El concentrado de hierro del 60,19% ( $\omega$ ) Fe con una tasa de recuperación del 90% y el concentrado de cobre del 92,97% ( $\omega$ ) Cu con una tasa de recuperación del 62,32% se pudieron obtener por gravedad y separación magnética en dos etapas.



**Byung-su *et al.*, 2013** establecieron un método para mejorar la recuperación de hierro a partir de la escoria de cobre residual descargada como descarte industrial en relaves mineros, a través de trituración y posterior el sometimiento del material a una reacción de reducción con coque de petróleo, seguido de una nueva cominución y finalizando con una separación magnética en seco. Destacan que el porcentaje de recuperación de hierro obtenido es superior al 85%, presentándose como hierro metálico, carburo de hierro y óxidos de hierro.

**Nadirov *et al.*, 2013** estudian el efecto de un tratamiento de lixiviación alterativo con cloruro de amonio para la recuperación de cobre, zinc y hierro desde desechos de escorias en relaves mineros, prestando atención al rol de la temperatura y la duración del tratamiento sobre la recuperación del metal en forma soluble en agua, obteniendo una recuperación de zinc, cobre y hierro en solución de 91,5; 89,7 y 88,3% respectivamente.

**Panda *et al.*, 2015** evaluaron la eficacia del beneficio físico y la biolixiviación meso-acidófila para la recuperación de cobre. El beneficio físico de la escoria de alimentación (~0,6% Cu) en una celda de flotación de 2 L usando isopropil xantato de sodio da como resultado un beneficio de Cu de hasta 2-4% y una recuperación final dentro de 42-46%. Por otro lado, una colonia bacteriana meso-acidófila mixta compuesta por un grupo de bacterias oxidantes de hierro y/o azufre resulta en una recuperación mejorada de Cu (~92-96%) de la muestra de escoria.

**Nazer *et al.*, 2016** Caracterizan cuatro escorias de fundiciones de cobre del siglo XIX, procedentes de vertederos abandonados en la Región de Atacama, utilizando las técnicas de fluorescencia de rayos X (FRX), difracción de rayos X (DRX), microscopía electrónica de barrido (SEM), análisis de partículas por difracción láser (ADL), espectrometría infrarroja por transformadas de Fourier (FTIR) y análisis termogravimétrico (ATG), clasificándolas químicamente como ácidas, con mayor contenido de SiO<sub>2</sub> que de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, y con una importante cantidad de CaO y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Además analizan las fases minerales mayoritarias presentes en las escorias de cobre, encontrando diópsido, fayalita, magnetita, cristobalita y clinoferrosilita. Indican por último que los niveles de calcio en las escorias poseen propiedades cementantes para ser utilizadas en materiales de construcción.

### 1.6.3. Antecedentes Ambientales

**López et al., 2003** analizan la minería y su influencia negativa en el medioambiente por diversos riesgos, como sísmicos, hidrogeológicos, generación de polvo, contaminación de suelo, consumo de agua, entre otros, debido a los relaves generados por los procesos extractivos de esta magna industria, y los pasivos ambientales que esta va dejando a su paso. Concluyen que la legislación chilena respecto a los relaves mineros se corresponde más bien con características relacionadas al diseño de estos, dejando muy de lado el aspecto ambiental, y que el SERNAGEOMIN, si bien toma medidas y establece sanciones, no tiene ninguna incidencia en la realidad, puesto que sus reducidas herramientas de fiscalización son el caldo de cultivo para el incumplimiento de las resoluciones por parte de las empresas.

**Kutscher & Cantallopts, 2016** en la Dirección de Estudios y Políticas Públicas, realizan un análisis de las técnicas utilizadas en cierre de faenas e instalaciones mineras. Investigan cuatro técnicas de estabilización química y física de control de drenaje ácido y fito-remediación, entregando ejemplos de especies vegetales presentes en el territorio nacional que permiten llevar a cabo lo anterior. Destacan la importancia de la innovación e integración con el medio ambiente para un plan de cierre exitoso.

### 1.7. Agradecimientos

Quisiera agradecer a la profesora Ursula Kelm, por otorgarme la oportunidad de trabajar en el gran proyecto de ENAMI-Ovalle, del cual pude obtener las herramientas necesarias para poder llevar a cabo esta memoria de título, por su enorme paciencia, comprensión y apoyo durante este largo proceso. A todo el personal del Instituto de Geología Económica Aplicada de la Universidad de Concepción (GEA) por la ayuda y la buena voluntad durante el transcurso de realización de esta memoria. Especialmente a Mónica Uribe y Miguel Jofré por encaminarme y enseñarme gran parte de la metodología necesaria en el manejo de las muestras. De la misma forma agradezco también al profesor Alexey Novoselov cuya fundamental ayuda me permitió darle inicio a mi investigación.

Deseo también expresar mi más sincero agradecimiento a todos los profesores y personal del Departamento Ciencias de la Tierra, destacando su importante labor a lo largo de mis años de estudio, es especial a los profesores Arturo Quinzio, Abraham González, Ramiro Bonilla y la profesora Verónica Pineda, cuyas palabras en los momentos precisos me permitieron seguir adelante, en el camino de querer ser geóloga. Otorgo con mucho cariño un exclusivo reconocimiento a don Luis Vásquez, quién mostró una excelente disposición y amabilidad por años no solo conmigo, sino que con todos mis compañeros de carrera.

Por último y más importante a Dios, mi familia, en particular a mis padres Cristian y Cesiah, a mi amor Heli Rogel y mi gran amigo Felipe González, cuyas palabras de gratitud son infinitas e imposibles de contener en el presente escrito.



## 2. Metodología

En el presente capítulo se expondrá de forma resumida sobre las diversas técnicas instrumentales utilizadas en la ejecución de esta memoria de título, así como también abordar sucintamente algunos conceptos básicos que ayudarán a entender mejor el tema abordado en este estudio.

### 2.1. Difracción Láser

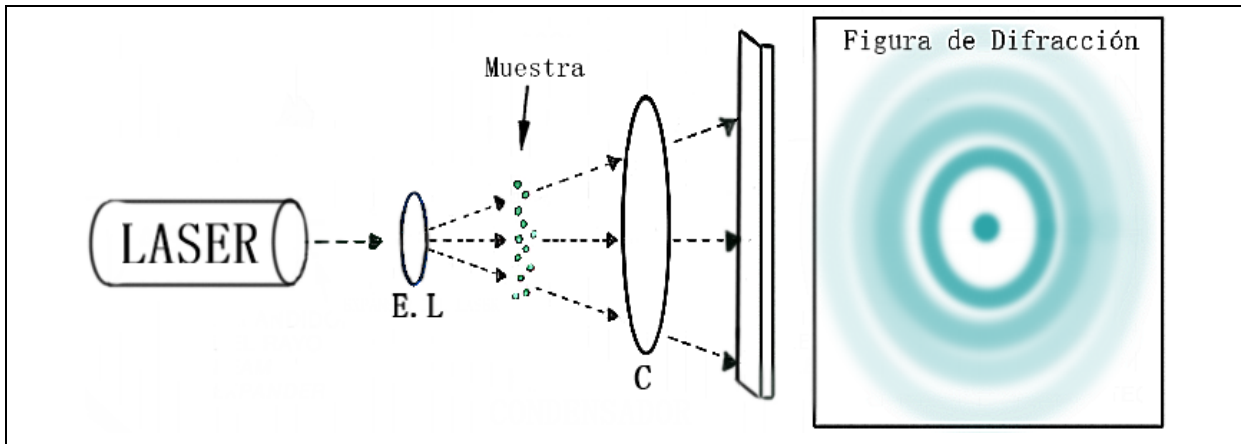
Técnica de medición granulométrica que mide la variación de tamaño de las partículas entre 0,08-2.000  $\mu\text{m}$  (rango de tamaño característico de equipo instalado en el instituto de Geología Económica Aplicada) al incidir un rayo láser sobre una muestra de partículas dispersadas en un medio acuoso. Esto produce simetrías radiales localizadas en el plano focal de la unidad colectora del equipo.

Fraunhofer en 1817 describió un sistema de producir figuras de difracción cuya diferencia con los métodos actuales empleados, se basa sólo en el foco luminoso. Al hacer pasar un rayo láser monocromático expandido a través de una muestra pulverizada, en seco o en suspensión en un líquido no reactivo, la luz se difracta y se produce una figura de difracción de simetría radial o Disco de Airy en el plano focal de la lente (Fig. 2.1.). Si todas las partículas iluminadas son de tamaño único, el rayo láser formará una figura de difracción, cuya energía de distribución sigue la Ley de Airy:

$$\sin\theta = 1.22 \frac{\lambda}{d}$$

Donde  $\lambda$  es la longitud de onda y  $d$  es el diámetro de la abertura.

La intensidad luminosa de los anillos es directamente proporcional al número de partículas vistas con el haz luminoso, y los radios de los anillos son inversamente proporcionales al diámetro de las partículas.



**Figura 2.1.** Esquematación de un aparato de difracción láser. Se observa la fuente generadora láser, E.L.: Expansor del rayo láser, la muestra atacada, C: Condensador y D: Detector, donde se posiciona la figura de difracción. Modificado de Frías *et al.* (1988).

## 2.2. Difracción de Rayos X (DRX)

Método analítico no destructivo utilizado para caracterizar materiales a través de la interacción de rayos X de una determinada longitud de onda sobre una sustancia cristalina. La técnica de difracción de rayos X ha sido ampliamente utilizada en la caracterización de materiales, que cumplen con la condición de tener una estructura cristalográfica definida, pues la información obtenida de la interacción entre los rayos X y los cristales se basa en la difracción producida por un conjunto de átomos en un arreglo ordenado.

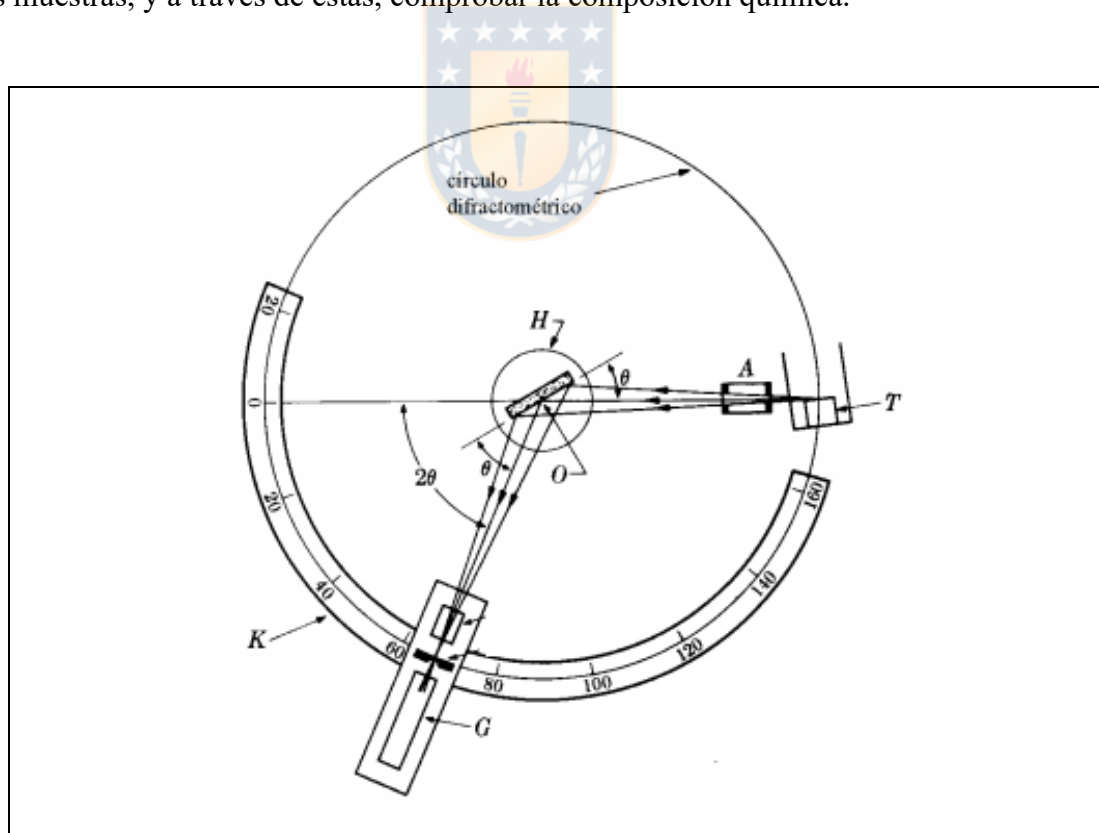
La difracción de los rayos X por materiales cristalinos es, esencialmente, un proceso de dispersión coherente (Snyder & Jenkins, 1996). Esta radiación coherente se origina por el choque de los fotones incidentes contra los electrones firmemente ligados a los átomos. Cada átomo irradiado del material dispersa de manera individual en todas las direcciones. Dado que un material está formado por muchos átomos y cada uno de ellos es una fuente de radiación coherente, ocurren fenómenos de interferencia constructiva o destructiva entre los rayos X dispersados. En determinadas direcciones del espacio, los rayos dispersos están en fase y producen interferencia constructiva de ondas (Cullity, 1978), y es en estas direcciones en donde se observan máximos de intensidad en la difracción. Una descripción simple del proceso de difracción de rayos X se logra mediante la Ley de Bragg. La coincidencia en la fase requiere que la diferencia del camino recorrido por los haces que interfieren constructivamente, sea un múltiplo entero de la longitud de onda de la radiación

incidente (Ewald, 1962 en Betancourth *et al.*, 2010), y ésta se conoce como la condición o ley de Bragg:

$$n\lambda = 2d\text{sen}\theta$$

Donde se establece la relación entre longitud de onda ( $\lambda$ ) del haz de rayos X que incide a la muestra con un ángulo ( $\theta$ ) para difractarse en una serie de planos cristalográficos de separación ( $d$ ) determinada (Maturana, 2017).

Los rayos X primarios son emitidos desde un tubo de rayos X y direccionados a los planos cristalográficos de las fases cristalinas provocando una difracción de estos (Fig. 2.2.). Estas difracciones tendrán por lo tanto, diferentes ángulos para cada espaciamiento en la estructura cristalina de los minerales en una muestra pulverizada. Es así como por medio del análisis de materiales por difracción de rayos X es posible identificar las estructuras cristalográficas presentes en las muestras, y a través de éstas, comprobar la composición química.



**Figura 2.2.** Esquematación de un aparato de difracción de rayos X. Se observa el goniómetro (K), detector (G), portamuestra (H), muestra en polvo (O), colimador y filtro (A) y tubo de rayos X (T). Modificado de Cullity (1978)

### 2.3. Espectrometría por Fluorescencia de Rayos X (FRX)

Técnica no destructiva que permite la identificación de un elemento químico en una muestra a través de la medición de las longitudes de onda de rayos X emitidos luego de haber excitado una muestra sólida o líquida con rayos X de alta intensidad. La FRX es una técnica de análisis cuali-cuantitativa que está basada en la excitación de los átomos que constituyen una muestra por un haz primario de rayos X. Cuando esto ocurre, se expulsan los electrones de los niveles más cercanos al núcleo y como consecuencia de esto, los electrones de los niveles más externos realizan un salto cuántico para llenar esas vacantes. Este efecto se llama fluorescencia de rayos X (Bertin, 1975; Tertian & Ciais, 1982).

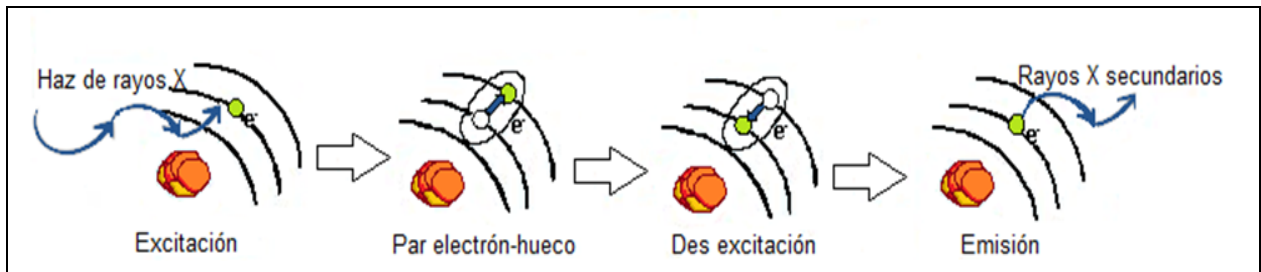
Cada transición electrónica constituye una pérdida de energía para el electrón y esta energía es emitida en forma de fotón de rayos X de energía característica y bien definida para cada elemento. Son estos rayos X secundarios los que pueden ser detectados y registrados originando un espectro de líneas que identifica los átomos individuales, es decir de los respectivos elementos presentes en la muestra. Por lo tanto, ésta puede ser resuelta a través de una correcta interpretación de su espectro, pues la posición de las líneas características revela qué elemento está presente (análisis cualitativo) y la intensidad de esas líneas (número de fotones de rayos X detectados por unidad de tiempo) se relaciona con la concentración según la Ley de Moseley:

$$\frac{1}{\lambda} = K(Z - \sigma)^2$$

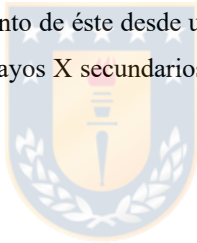
Donde  $\lambda$  es la longitud de onda del fotón emitido,  $Z$  el número atómico del elemento excitado y  $K$ ,  $\sigma$  son constantes con valores distintos para cada serie espectral.

La radiación incide sobre la muestra excitando los átomos y eyectando un electrón desde un orbital interno. Esto provoca el desplazamiento del electrón desde un orbital de mayor energía a uno de menor (Fig. 2.3.), generando la emisión de radiación denominada fluorescencia de rayos X (Jenkins, 1988).

Si bien el descubrimiento de los rayos X por Röntgen aconteció en 1895, recién en 1913 H.G.S. Moseley encuentra una relación lineal entre la raíz cuadrada de la frecuencia para una línea y el número atómico, estableciendo así las bases del análisis por FRX, donde es posible identificar y diferenciar los diferentes átomos de la tabla periódica, de acuerdo a la medición de las longitudes de onda del espectro de emisión de Rayos X de una muestra sólida o líquida excitada con rayos X de alta intensidad.



**Figura 2.3. Fenómeno físico de la fluorescencia de rayos X.** Un haz de electrones incide sobre una muestra excitando los átomos de esta y produciendo que un electrón sea eyectado desde un orbital interno, produciendo el desplazamiento de éste desde un orbital de mayor energía a uno de menor energía, generando una emisión de rayos X secundarios, denominados fluorescencia de rayos X. Figura de elaboración propia.



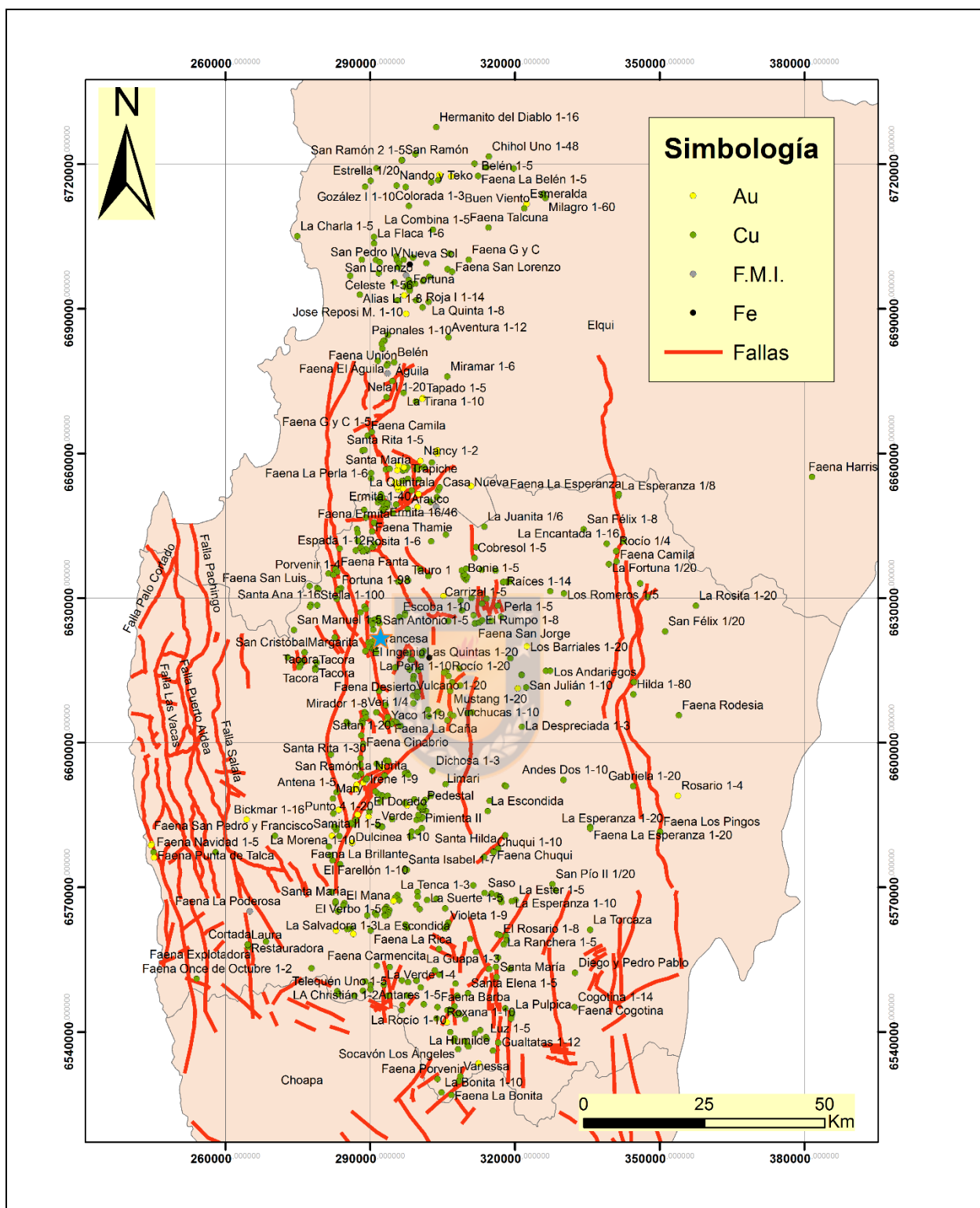


## 3. Marco Geológico Minero

### 3.1. Antecedentes

Según el contexto de la Ex-Planta la Cocinera, mencionado en el primer capítulo de esta memoria de título (Introducción), se identifican 502 instalaciones mineras alimentadoras probables de la Planta Panulcillo: 76 ubicadas en la Provincia de Andacollo y las otras restantes en la Provincia de Limarí (Ramírez, 2015). Estas faenas se ubican según coordenadas UTM (Fig. 3.1.) y su posición permite relacionarlas con diferentes fallas geológicas que dominan la mineralización a nivel regional. Conociendo los estilos estructurales, tipos de vetillas y depósitos presente en cada una de estas estructuras, se podrá asociar y correlacionar las fases minerales presentes de una gran cantidad de depósitos.

El mapa presentado incluye comunas de La Serena, Andacollo, Río Hurtado, Ovalle, Monte Patria, Punitaqui y Combarbalá. En la zona de Andacollo se distingue la falla homónima que cruza el distrito Carmen de Andacollo en dirección NW-SE y N-S, responsable de la mineralización y con una tendencia a la disminución en las leyes de Cu-Hg hacia el Sur. El distrito minero presenta dos tipos de depósitos: un pórfido de Cu-Au representado por la mina Carmen de Andacollo y otro de características epitermales de baja a intermedia sulfidación (Minera Dayton). En el primero se distingue una zona de hipógeno con un enrejado de cuarzo que alberga pirita-calcopirita y otra zona de enriquecimiento secundario, donde domina calcosina. De manera subordinada se encuentra hematita, molibdenita, digenita, bornita, tetraedrita y oro nativo, además de minerales de alteración tales como biotita, feldespatos potásicos, sericita y rutilo. Por su parte, el depósito epitermal mantiforme se aloja en andesita, dacitas y brechas de las formaciones Arqueros y Quebrada Marquesa (Emparán, & Pineda, 2006), comprende piritas que incluyen oro nativo asociadas a esfalerita, calcopirita, galena y cuarzo-sericita y sericita-caolinita. Existen zonas de mayor contenido en adularia asociada especialmente a una zona aurífera, mientras que la alteración potásica (biotita-feldespatos alcalinos) se relaciona a fases que incorporan cobre, tales como calcopirita, bornita. Dentro de la ganga también pueden mencionarse molibdenita, magnetita, epidota, clorita, calcita y algunas zeolitas.



**Figura 3.1.** Mapa de probables instalaciones mineras alimentadoras de la Ex- Planta La Cocinera. Estrella azul indica ubicación de la Ex-Planta La Cocinera. Extraído de Proyecto ENAMI- UDEC (2019).

La Provincia de Limarí presenta una serie de estructuras regionales que controlan la mineralización. Destaca al norte de esta la Falla Caldera, que aloja depósitos tipo manto en rocas sedimentarias de la Formación Quebrada Marquesa, incluyendo una serie de oxidados de cobre, limonitas y cantidades subordinadas de pirita y calcopirita. En la zona de El Cobre existen antecedentes de menas de Cu (bornita y calcopirita principalmente) emplazadas en tobas de la Formación Quebrada Marquesa.

El extremo Norte del Sistema de Falla Romeral (límite regiones Atacama-Coquimbo) presenta depósitos de hierro-apatito, sin embargo en el área de estudio se reconocen *skarns* de cobre, ligados espacialmente a calizas del Miembro Superior de la Formación Arqueros (Bohnhorst, 1967).

Dentro de estos, destaca la mina Panulcillo, cuya mineralización ocurre en dos etapas: prógrada (caracterizada por precipitación de calcopirita, pirita y esfalerita) y supérgena (oxidados de cobre). La ganga incluye fases tales como granate, diópsido, clorita, epidota, zeolitas, cuarzo, anfíboles y clintonita.

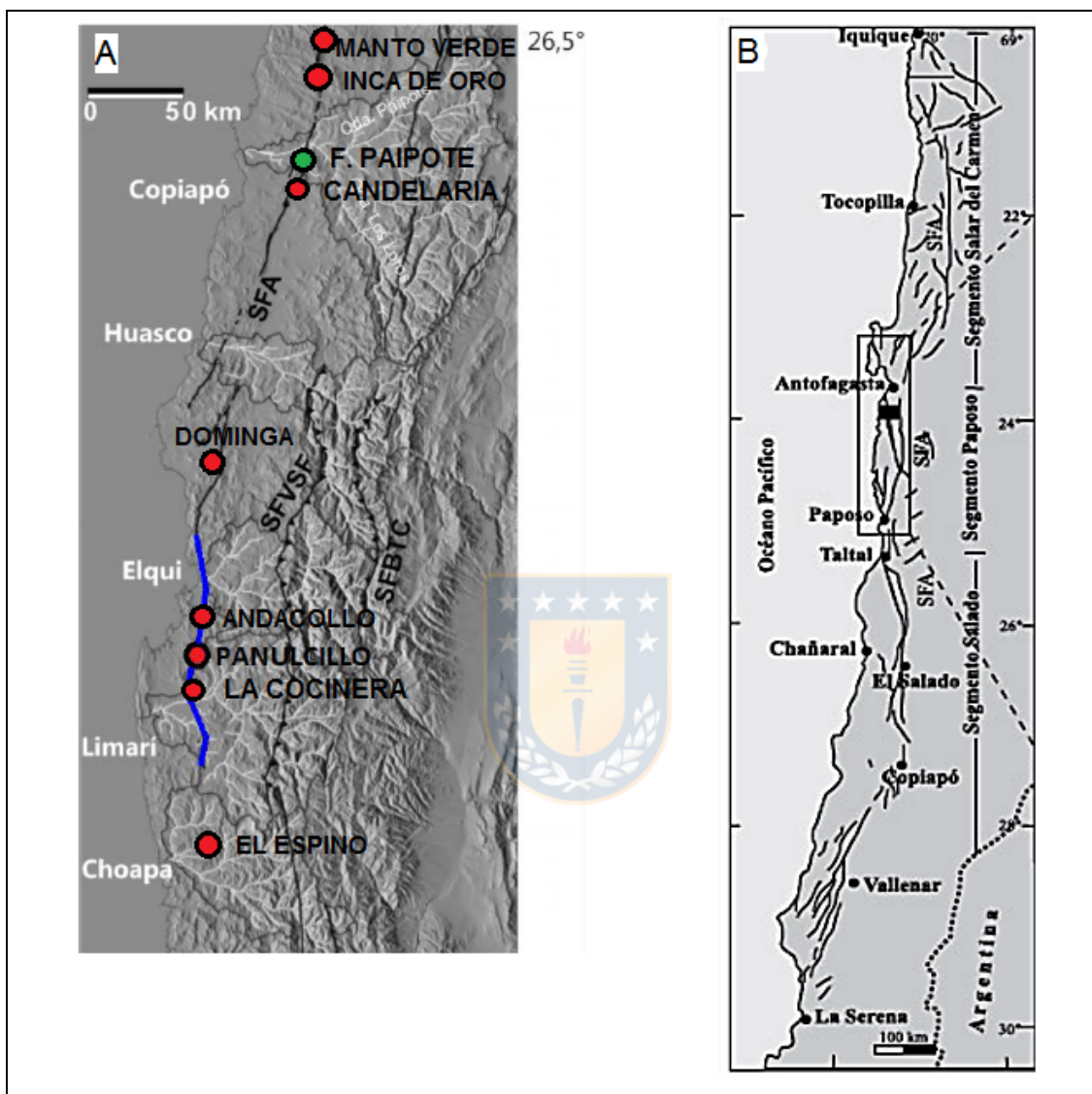
### **3.2. Zona de Alteración y Mineralización**

Las zonas de alteración son hidrotermales y están ligadas principalmente al emplazamiento de cuerpos intrusivos cretácicos y terciarios. Se distribuyen principalmente en el sector central y oriental de la zona de estudio en franjas con rumbo Norte-Sur, de las cuales la más occidental se relaciona con la intrusión cretácica y la oriental con la terciaria. Asociadas a estas áreas de alteración hidrotermal se presentan gran parte de los yacimientos de cobre, oro, cobalto, plomo-zinc, baritina y alunita.

### **3.3. Estructuras Principales**

Emparán & Pineda (2006) reconocen una estructura de carácter regional en el lugar de estudio llamada Falla Romeral (FR), la cual corresponde al tramo sur del Sistema de Fallas de Atacama (SFA) (Fig. 3.2.).

El SFA ha sido dividido en tres segmentos al norte de la FR, los cuales de norte a sur corresponden al Segmento Salar del Carmen, Segmento Paposo y Segmento Salado.



**Figura 3.2.** Sistema de fallas regionales. (A) Traza del Sistema de Fallas de Atacama (SFA), cuyo segmento sur (en azul) corresponde a la Falla Romeral definida por Emparán & Pineda (2006), modificado de Aguilar *et al*, 2013; puntos rojos representan distintas mineras, punto verde planta de fundición. (B) Sistema de Fallas de Atacama, modificado de Olivares *et al*. (2010). Modificado de Castellón (2017)

En el Segmento Salar Del Carmen al este de Antofagasta, el SFA posee orientación N15°-20°E y ha sido segmentado por fallas menores de orientación NW (González & Carrizo 2003; Larsen, 1988).

En el Segmento Paposo, se ha identificado un movimiento sinistral donde se han reconocido fallas NW que segmentan al SFA de forma sinistral (Scheuber & Andriessen, 1990; Brown *et al.*, 1991; Olivares *et al.*, 2010). En este segmento se ha registrado la actividad más antigua del SFA que data de  $139 \pm 5$  Ma (K-Ar en roca total), en una zona donde se ubica el Sistema de Falla Izcuña perteneciente al SFA (Hervé, 1987). Esta falla posee 60 km de largo, y se le ha atribuido un movimiento sinistral de 34 km producto de la subducción oblicua de esa época, movimiento que fue reconocido gracias a la distancia existente entre los extremos de un plutón granodiorítico que fue seccionado y desplazado (Hervé, 1987).

En el Segmento Salado, Thiele & Pincheira (1987) describen que el SFA corta y delimita cuerpos plutónicos, participando en el ascenso de estos y también deformándolos de forma dúctil cuando el material intrusivo aún estaba caliente, dado a que se presentan milonitas pero también cataclasitas. El cizallamiento habría continuado en el Cretácico Superior con característica dúctil – rígida. Estos autores también describen la existencia de fallas NW, las cuales se habrían generado a fines del Cretácico y desplazan de forma sinistral las trazas principales del SFA por una distancia de 500 m a 1000 m.

El SFA tiene una relación espacial y temporal muy estrecha con la formación de yacimientos de distintos tipos, tales como (1) IOCG (Candelaria, Manto Verde) y (2) pórfidos cupríferos (Inca de Oro, Andacollo), el SFA es la representación física de los distintos regímenes tectónicos que se han desarrollado como consecuencia de distintas tasas de convergencia y el nivel de acople entre las placas tectónicas oceánica y continental (Richards *et al.*, 2017). Durante los 130 a 124 Ma existió un régimen de extensión – transtensión sinistral, el cual debido a un cambio en las condiciones regionales de stress migró a un régimen transtensional provocando una cinemática de rumbo sinistral entre los 124 – 110 Ma (Cembrano *et al.*, 2009). Finalmente, un nuevo cambio en las condiciones de stress regionales provocaron un régimen transpresional hasta compresivo entre los 110 – 80 Ma aproximadamente (Cembrano *et al.*, 2009).

Sin embargo, en el yacimiento IOCG Dominga ubicado en la IV Región de Chile a aproximadamente 120 km al Norte de Panulcillo, se han reconocido evidencias que apuntan a la existencia de un movimiento de rumbo dextral de estructuras ENE previo y no relacionados al SFA,

el cual canalizó la mineralización principal del yacimiento cerca de los 130 – 127 Ma (Veloso *et al.*, 2016). El movimiento de estas estructuras habría sido causado por un régimen transtensional cuyo esfuerzo principal general tendría dirección NW. Luego a los 125 Ma aproximadamente este esfuerzo principal habría rotado en 15° hacia el Este, generando un régimen transpresivo hasta cercano a los 90 Ma, donde con una rotación en 25° hacia el Oeste originó un régimen transtensional. Finalmente, entre los 80 a 40 Ma habría rotado en 10° hacia el Este generando un régimen transpresivo (Veloso *et al.*, 2016).

En el yacimiento IOCG El Espino, ubicado en la IV Región de Chile cercano a la ciudad de Illapel, también han sido reconocidas estructuras NNW a NNE con cinemáticas dextrales que están relacionadas espacialmente con la mineralización de Cu, aunque en este caso el yacimiento tiene cerca de 90 Ma.

La Falla Romeral se ha reconocido desde el sur de Ovalle (Emparán & Calderón, 2014) hasta el Norte de La Serena (Emparán & Pineda, 2000) con un largo superior a 100 km. Estos autores señalan que la falla principalmente pone en contacto rocas del Jurásico Superior con rocas del Cretácico Inferior.

En la zona de estudio, la FR es llamada Falla Panulcillo (FP). Esta falla posee un largo cercano a 2 km, una potencia de hasta 13 m y es cortada por fallas menores de orientación NW. De la FP nacen fallas subsidiarias de orientación general NNE - SSW, las cuales tienen una cinemática normal y han desplazado en la vertical bloques de la Formación Arqueros. La FP ha generado milonitas y cataclasitas en su núcleo, afectando tanto al Complejo Volcánico Agua Salada al Oeste de la falla, como a la Formación Arqueros Este.

A lo largo de la FR, distintos autores han datado rocas ubicadas en la zona de la falla con variados, resultando un rango de entre 115 – 100 Ma en el sector ubicado desde el Norte de la Serena hasta el Sur de Ovalle (Emparán & Pineda, 2000; Emparán & Pineda, 2006; Emparán & Calderón, 2014).

### 3.4. Yacimientos Minerales Metálicos

La mineralización de la cuenca se manifiesta principalmente a lo largo de tres franjas metalogénicas de orientación Norte-Sur (Maksaev, 2001<sup>ab</sup>):

**Franja Metalogénica del Cretácico Inferior (Cu - Fe - Au - Ag):** conjunto de depósitos metalíferos ubicados a lo largo de la Cordillera de la Costa. Estos incluyen algunos pórfidos cupríferos, la mayoría subeconómicos, y yacimientos de Fe (magnetita - apatito) con indicios menores de mineralización de cobre y oro. Los depósitos ferríferos están dentro del dominio del segmento meridional del Sistema Falla de Atacama. A lo largo de la cordillera de la costa existe un gran número de vetas auríferas mesotermales que carecen de importancia económica, pero algunos distritos como Mantos de Punitaqui, se encontraban en explotación hasta hace poco.

**Franja Metalogénica del Cretácico Superior (Au - Cu - Ag):** corresponde a una franja distribuida en la parte media del país. Incluye vetas mesotermales a epitermales de oro - plata - cobre.

**Franja Metalogénica del Neógeno (Au - Ag -Cu):** es la franja metalogénica más oriental, se extiende por la Alta Cordillera en límite con Bolivia y Argentina. Esta franja incluye otro grupo de pórfidos cupríferos, depósitos epitermales de metales preciosos y numerosos prospectos.

Morfológicamente, la mineralización se presenta en forma de vetas (principalmente Cu, Au y Fe), mantos (Cu y Mn), cuerpos irregulares, brechas, placeres (Au), stock-works (Cu y Mo) y diseminados (Cu y Mo).

#### 3.4.1. Descripción de los Yacimientos Metálicos

Los principales yacimientos metálicos presentes corresponden a cobre, oro, hierro, manganeso, mercurio, molibdeno, plomo y zinc (Ulriksen, 1990).



### 3.4.1.1. Cobre

Son los más numerosos y el carácter principal relacionado con la alimentación otorgada a la Ex-Planta La Cocinera, se dividen en tres grupos: macizos mineralizados, vetiformes y mantiformes.

**Yacimientos en macizos mineralizados tipo pórfido:** se relaciona con las zonas de alteración hidrotermal resultante de las fases intrusivas del Cretácico Superior y del Terciario Inferior. La mineralización consiste en cuerpos tipo stock-works con mineralización diseminada de Cu-Mo. Existen pocos indicios de enriquecimiento secundario, por lo que la explotación se enfoca en la mineralización primaria de sulfuros. Se destacan 9 yacimientos: Andacollo, Churque, Los Pelambres, Cerro Loica, El Sauce, Tres Cruces, Sotaquí, Pangué y Granilla.

**Yacimientos mantiformes:** Probable origen singenético. Se alojan principalmente en rocas clásticas, calcáreas, volcánicas y rocas córneas del Cretácico Inferior y en andesitas y rocas volcanoclásticas de fines del Cretácico Inferior y Superior. La mineralización consiste en sulfuros de Cu (calcopirita, bornita, y calcosina, en algunos casos acompañada de Au, Fe y Mo).

**Yacimientos vetiformes:** Son los más comunes en el área de estudio. Desde el punto de vista genético son epigenéticos hidrotermales. Respecto a su morfología corresponden a vetas de fisura y fallas mineralizadas en prácticamente todos los tipos de rocas de la cuenca. La mineralización principal consiste en pirita, calcopirita y especularita, y en algunos casos bornita.

### 3.4.1.2. Oro

Estos representan el segundo tipo de yacimientos más numerosos y de mayor distribución. Existen de dos tipos: los yacimientos primarios hidrotermales y los placeres auríferos.

**Yacimientos auríferos hidrotermales:** Corresponden a vetas que se encuentran en rocas intrusivas y estratificadas del Cretácico y en la región costera en rocas metamórficas Paleozoicas. La asociación mineralógica característica de estos depósitos es oro metálico, calcopirita, pirita, especularita, blenda, galena, cuarzo, calcita y tetraedrita.



**Yacimientos tipo placeres:** En estos yacimientos el oro se encuentra finamente diseminado acompañado frecuentemente con minerales pesados como la magnetita, pirita, zircón, granate y anfíbol. La mayor concentración de estos minerales se produce en placeres litorales, cuyos materiales constitutivos provienen de la disgregación de las rocas metamórficas paleozoicas.

### **3.4.1.3. Hierro**

Se distribuyen en vetas hidrotermales, yacimientos de contacto, yacimientos de origen volcano-sedimentario y yacimientos de arena de mar, por lo general de baja ley. Se emplazan en una franja norte sur principalmente entre las rocas volcánicas del Cretácico Inferior y las rocas metamórficas Paleozoica. El mineral dominante es magnetita, con cierta oxidación a hematita.

### **3.4.1.4. Manganeso**

Los yacimientos de manganeso se presentan en forma de mantos en la franja sedimentaria entre el Cretácico Inferior y Cretácico Superior. Los yacimientos más importantes pertenecen a los distritos de La Liga, El Arrayán, Corral Quemado y Fragua. Las asociaciones mineralógicas en estos yacimientos son: braunita, pirolusita, magnetita, psilomelanao y hausmanita, con ganga de calcita, hematita, cuarzo, feldespato y clorita.

### **3.4.1.5. Mercurio**

Corresponden a yacimientos vetiformes hidrotermales y se distribuyen en la franja de alteración hidrotermal del Cretácico Superior. Están asociadas a fallas de pequeña magnitud, salvo las del distrito Punitaqui, que tienen carácter regional. La mineralización consiste en tetraedrita mercurial, cinabrio, calcopirita y ganga de baritina, calcita, cuarzo y pirita.

### **3.4.1.6. Molibdeno**

El Mo se obtiene como subproducto de la minería del Cu en los yacimientos tipo pórfido.

### 3.4.1.7. Plomo y Zinc

Estos yacimientos se ubican principalmente en la precordillera, al este de los 71° 00' Oeste. Los yacimientos se distribuyen en la franja de alteración hidrotermal del Terciario Superior, presentando una relación espacial con los pórfidos de cobre y por ende con la franja de intrusivos Terciarios, lo que sugiere una génesis común, con una zonación desde centros de más intensa mineralización (yacimientos cupríferos) a una posición periférica, de menor mineralización de Pb-Zn. Respecto a la morfología, corresponden a vetas y mantos.

## 3.5. Geología del Yacimiento Panulcillo

Panulcillo fue clasificado tradicionalmente como un skarn, sin embargo en las últimas décadas se le ha planteado como un IOCG (Iron Oxide Copper Gold). Entre las principales proveedoras de mineral de la Ex-Planta La Cocinera destaca el depósito de la mina Panulcillo, que se encuentra próximo a la planta y fue parte de la primera compañía propietaria de La Cocinera. El yacimiento Panulcillo ha sido explotado desde el siglo XIX por diversas compañías y pirquineros que producían tanto óxidos como sulfuros de cobre (González, 1954). Comprende cuatro zonas principales (Araya *et al.*, 1998; Emparán & Pineda, 2006) que han sido llamadas como:

**Panulcillo Alto:** Conjunto de laboreos subterráneos y rajos antiguos, donde se explotaban oxidados de cobre desde la superficie hasta 40 m de profundidad.

**Panulcillo Bajo o San Gregorio:** Principal mina antigua del yacimiento, explotada por sulfuros de cobre entre las cotas 700 a 570 m aproximadamente.

**Asunción:** Mina antigua al norte del yacimiento explotada por oxidados de cobre.

**Mina Delta o Mina Panulcillo:** Explotación de sulfuros de cobre que comenzó en 2009 a cargo de ENAMI y se mantiene hasta hoy. Hasta la fecha se han extraído 4 millones de toneladas a una ley media de 1% aproximadamente, entre las cotas 545 y 445 m.

Araya *et al.* (1998) describen una secuencia estratigráfica que consiste, de base a techo, en (1) una intercalación de rocas volcánicas andesíticas con tobas piroclásticas de similar composición, seguida de (2) una “unidad sedimentario – metamórfica” compuesta por calizas, mármoles, skarn y anfibolitas; y finalmente (3) una unidad de andesitas volcánicas basales intercaladas con lutitas. Los autores describen rocas microgranodioríticas aledañas al Plutón, y establecen que estas serían el resultado de un metamorfismo de contacto sobre la unidad (1). También señalan que las facies metamórficas de la unidad (2) son resultado de este metamorfismo de contacto. Finalmente, establecen que una unidad de anfibolitas con alteración de biotita ubicada en las cercanías del plutón se habría generado producto de este metamorfismo de contacto sobre la unidad (3).

Río Tinto (2001) en Castellón (2017) concuerda con la secuencia estratigráfica y el metamorfismo de contacto causado por el Intrusivo Pejerreyes descrito por Araya *et al.* (1998). Sin embargo, describe que las rocas volcánicas andesíticas han sido recrystalizadas en hornfels de grano fino. También describe que entre rocas volcánicas andesíticas y sedimentos calcáreos ocurrieron reacciones metasomáticas que produjeron skarn a lo largo de la zona de contacto, aludiendo a que a diferencia de lo planteado por Araya *et al.* (1998), la formación de skarn no fue directamente producida por el Intrusivo Pejerreyes. Por otro lado destaca la presencia en el norte de una gran falla con actitud NNW/60°-70°W que podría ser la causante de una foliación en el intrusivo.

En cuanto a la presencia de minerales de Cu, Araya *et al.* (1998) describen en la unidad (3) una alteración de sílice bandeada y brechosa asociada a un horizonte de leyes de Cu mayores a 1% intercalado con horizontes de ley menor a 0,5%, ambos con formas lenticulares. Los autores señalan que estos cuerpos se adelgazan hacia el suroeste y se engruesan hacia el este y menores elevaciones.

Araya *et al.* (1998) también establecen que un metamorfismo progradante habría generado pirrotina, pirita, calcopirita y magnetita como recrystalizaciones de mineral in situ en el skarn, con escasa removilización y aporte extra. En cambio, por un metasomatismo retrógrado hidrotermal y presencia de fluidos a diversas temperaturas se habrían generado asociaciones de minerales de alteración de tipo silíceo, biotítico, clorítico y cuarzo – sericítico en conjunto con una removilización de minerales metálicos preexistentes, generando pirita, calcopirita y bornita; y un

aumento de la concentración de Cu en cuerpos minerales. Por ende, existirían dos eventos mineralizadores. Araya *et al.* (1998) describen que la mineralización ocurre de forma diseminada y en microvetillas, y señalan que no observó vetillas mayores a 1 cm.

Río Tinto (2001) en Castellón (2017) también describe dos estilos de mineralización que concuerdan con los descritos por Araya *et al.* (1998): uno en el skarn de granate que consiste en calcopirita rellenando intersticios, y otro en los hornfels (o rocas volcánicas andesíticas definidas por Araya *et al.* (1998)) con calcopirita y bornita diseminadas y en vetillas, en rocas fracturadas con alteración potásica. Señala que estas rocas están envueltas por un halo de intensa alteración de magnetita que ocurre de forma diseminada, y concluye que estos dos tipos de ocurrencia de mineralización de Cu genera dos cuerpos mineralizados mantiformes: el desarrollado en el skarn y explotado en los Rajos Caracoles, Mina Nueva y Rosario; y el ubicado en rocas silicificadas o afectadas con alteración potásica. Ambos cuerpos presentarían potencias de 10 a 100 m, con extensiones de cientos de metros en dirección NS y EW.

Con respecto a estudios paragenéticos del yacimiento, Río Tinto (2001) en Castellón (2017) destaca las siguientes etapas de forma cronológica:

Recristalización producto del metamorfismo de contacto asociado al Intrusivo Pejerreyes, asociada a K y Fe (biotita, magnetita, piroxeno, anfíbol). Etapa estéril.

Enriquecimiento en Si, K y Na que removiliza minerales máficos dejando rocas silicificadas de color rosáceo. Etapa estéril.

Evento tectónico en que las rocas silicificadas son brechizadas y milonitizadas. Las rocas calcáreas son plegadas. Etapa estéril.

Evento mineralizador de calcopirita, pirita y bornita, acompañado de feldespato potásico, cuarzo, magnetita, piroxeno y clorita. Ocurre como vetillas y vetas en las rocas de caja; y en la matriz de las brechas silicificadas.

Formación de vetillas de epidota, cuarzo, calcita, clorita y albita; con menor pirita. Posible cloritización de minerales máficos.

Evento de origen supérgeno que incluye alteración de sericita, caolín, limonitas y tal vez clorita.

Sugaki *et al.* (2000) en cambio, al haber estudiado solamente el skarn de Panulcillo, define las siguientes etapas:

Etapas de metamorfismo progrado, donde se forman granate y piroxeno.

Etapas de mineralización del skarn, donde anfíbolos como hornblenda y actinolita; y micas como biotita acompañan minerales como magnetita, pirita, pirrotina, calcopirita, esfalerita y galena.

Etapas de alteración supérgena, con minerales como clorita, calcita, cuarzo, hematita y goethita acompañando a covelina.



### **3.6. Fundición Hernán Videla Lira y División Ventanas**

Dentro de las principales proveedoras de material alimentador en la Ex-Planta La Cocinera, además de la Mina Panulcillo mencionada anteriormente con el suministro de *skarn*, pueden existir minerales de Pb (galena) y fases de Fe (hematita y magnetita), debido a que durante varios años la Planta Ovalle procesó mediante flotación escorias de las fundiciones Paipote y Ventanas, las cuales contenían hasta 6% Cu.

División Ventanas inició sus actividades el año 1962 emplazada en el sector costero de la V región, cercana a centros poblados y agrícolas, siendo una fundición para la pequeña y mediana minería de propiedad de la Empresa Nacional de Minería (ENAMI), antes de ser traspasada a CODELCO en el 2005. Se inició con una capacidad de producción de 100 kt/año de concentrado, la primera tecnología usada en la fundición de metales, se basaba en el uso de un horno de reverbero, operado con petróleo, y con capacidad para alcanzar 1.400°C, el que permite la fusión de entre 12.500 y 13.500 toneladas mensuales de carga. La fusión era complementada por dos convertidores Pierce

Smith, que operan como unidades de fusión complementarias y permiten obtener cobre Blíster. En septiembre de 1968 se inaugura un tercer convertidor que permitía obtener una producción de cobre Blíster de entre 3.000 a 4.000 toneladas mensuales y entre 25.000 a 30.000 toneladas anuales (Carrasco, 2017).

La Fundición Hernán Videla Lira (Paipote) inaugurada el 26 de enero de 1952 es una de las más significativas obras liberadoras de la pequeña y mediana minería emprendidas por el Gobierno de Chile. Esta fundición es para diversos tipos de concentrados de cobre de rica ley proveniente de las pequeñas plantas de ENAMI y los minerales proporcionados directamente por las agencias de compra y adquiridos a pequeños pirquineros. Al igual que División Ventanas en sus inicios la Fundición Paipote, realizaba la fundición de los minerales mediante un horno de reverbero a petróleo y tres convertidores Pierce-Smith, alcanzándose 30.000 toneladas de producción anual.

Lo anteriormente señalado permite destacar la presencia del horno de reverbero, representante de los hornos de fusión por calentamiento directo y equipo convencional de fusión de concentrados de cobre, el cual tenía como principal justificación en su uso el bajo costo del petróleo en la primera mitad del siglo XX. Aquí, el calor necesario para el proceso de fusión se da por la combustión de hidrocarburos. Esta tecnología presenta deficiencias por su ineficiencia térmica y el bajo contenido de dióxido de azufre en los gases. El uso de este horno en el procesamiento mineral de ambas fundiciones, nos permitirá entender los altos contenidos de cobre presentes en las escorias obtenidas al finalizar el proceso de fundición, razón por la cual éstas fueron reprocesadas por flotación en la Ex-Planta- La Cocinera.

El horno de reverbero es un tipo de horno generalmente rectangular, cubierto por una bóveda de ladrillo refractario y con chimenea, que refleja (o reverbera) el calor producido en un sitio independiente del lugar donde se hace la lumbre (Fig. 3.3.). Es utilizado para realizar la fusión del concentrado de cobre y separar la escoria, así como para la fundición de mineral y el refinado. El principio utilizado para fundir la carga es exponer a los gases calientes de la llama en una superficie lo más amplia posible. Para ello los hornos de reverbero se construían con superficie de solera de 200 a 400 m<sup>2</sup>, fundiendo por lo general entre 500 y 1000 toneladas de carga por día.

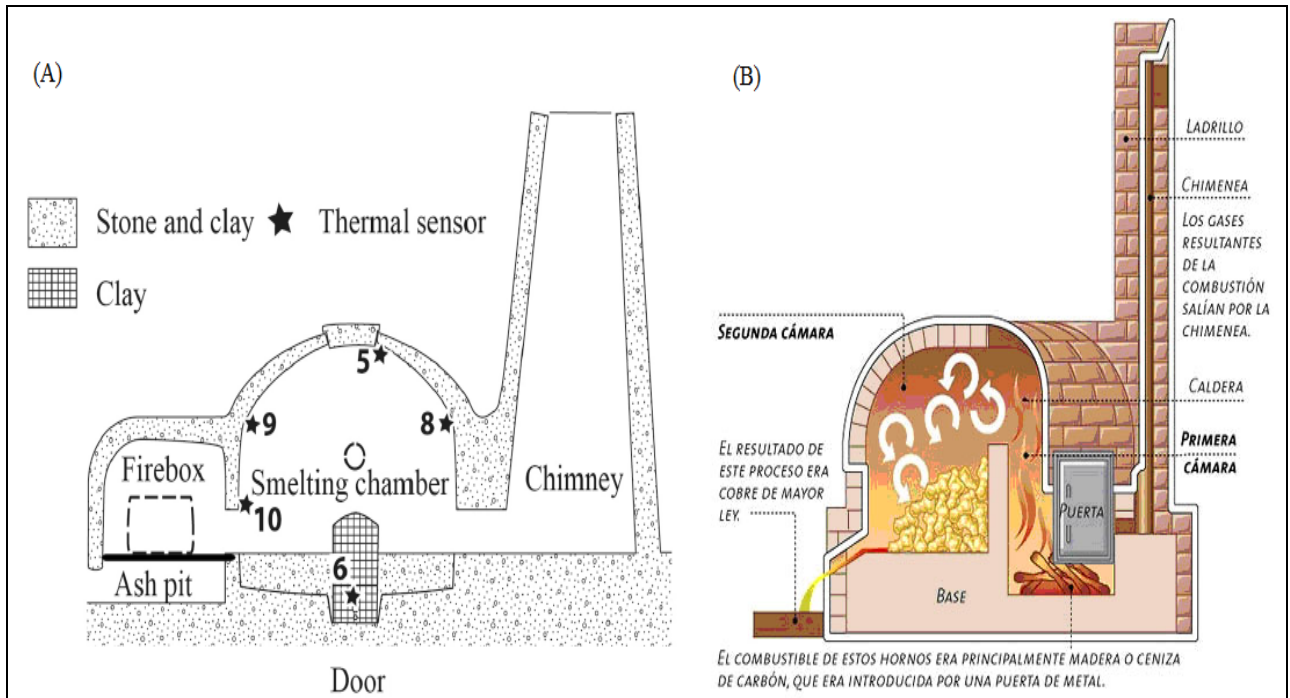


Figura 3.3. Esquematación de un horno de reverbero. Extraído de (A) Téreygeol (2020) y (B) Araya (2009).

En general, las pérdidas de cobre en las escorias de reverbero pueden ser químicas o mecánicas, siendo las pérdidas mecánicas las más importantes, principalmente en forma de gotas (Biswas & Davenport, 1980 en Valderrama *et al.*, 2018). De acuerdo con la literatura consultada (Genevski & Estefanova, 2008; Ip & Toguri, 1992 en Valderrama *et al.*, 2018) los mecanismos más importantes que introducen la pérdida física de cobre en la escoria son:

- **Transporte y flotación de mata mediante fase gas ( $\text{SO}_2$ ,  $\text{CO}$ ):** El transporte mediante burbujas de  $\text{SO}_2$  generadas en la interface mata/escoria fue identificado como uno de los mecanismos más importantes de pérdida de cobre en los hornos de reverbero y pueden flotar partículas hasta de 2 mm. De acuerdo a Elliot & Mounier (1982) una burbuja pasando entre un film de mata y una capa de escoria puede causar la suspensión de la mata, si la escoria tiene baja viscosidad las burbujas pueden romperse e inyectar pequeñas gotas de mata en el baño.
- **Suspensión de gotas de mata en flujo turbulento y viscoso:** La alta turbulencia generada por la inyección de aire de combustión y la presencia de sólidos en los hornos provoca la suspensión de gotas de mata (Nagamori & Mackey, 1978; Imris *et al.*, 2000) en un amplio rango de tamaños. Las partículas finas pueden permanecer suspendidas en la escoria cuando no alcanzan a sedimentar

hacia la fase mata. La presencia de gradientes de temperatura y de composición en el baño favorece la formación de sólidos, creación de capas de fluido estancado y cambios locales de viscosidad que afectan las trayectorias y velocidades de sedimentación (Utigard & Warckzok, 1995), favoreciendo la suspensión de la mata en la escoria.

**- Atrapamiento de mata debido a fases solidas en suspensión o acumuladas en zonas “frías”:**

Los sólidos en el baño lo cual es requerido para mantener una capa protectora del refractario del horno (Coursol *et al.*, 2007), contribuyen a las pérdidas de cobre, debido al atrapamiento de gotas de mata o partículas con cobre (Ip & Toguri, 1992 en Valderrama *et al.*, 2018) o al aumento de la viscosidad efectiva del fundido y alteración las condiciones de flujo del baño (Kondratiev *et al.*, 2002). Pueden provenir de la saturación de la escoria, sólidos reactantes o circulantes con alto punto de fusión. Una excesiva generación de sólidos puede causar un rápido incremento en la viscosidad de la escoria (Kondratiev, 2001) y afectar la separación de fases metal-escoria en el horno.

A raíz de lo anterior es que las escorias de cobre procedentes de ambas fundiciones presentaban altos contenidos de cobre, lo que además se veía acentuado ya que en un principio ambas compañías solo realizaban una fusión y no existía una segunda recuperación del cobre atrapado en la escoria que se iba a botadero. Todo esto dejaba en evidencia los recursos minerales valiosos que esas escorias podían proveer por lo que la Ex-Planta La Cocinera se dispuso a retrabajar ese material mediante el proceso de flotación, tras ser este proceso considerado el más efectivo técnica y económicamente para la recuperación de cobre (Roy *et al.*, 2015; Altundogan & Tumen, 1997; Mehta *et al.*, 1999; Herreros *et al.*, 1998 todos en Valderrama *et al.*, 2018).

### **3.7. Distrito-Yacimiento La Cocinera**

Finalmente dentro de los principales proveedores de la alimentación de la Ex- Planta la Cocinera, existió dentro de sus instalaciones una mina de cobre homónima, la cual se reconoce como un yacimiento del tipo estrato ligado con desarrollo de vetas estrechamente ligado a fallas distritales (Monje *et al.*, 2014). La litología es simple y corresponde a una secuencia de rocas volcanoclásticas del Cretácico Inferior. Existe desarrollo de cuerpos diseminados de sulfuros de cobre (bornita +



calcopirita). La principal alteración es la cloritización acompañada de magnetita y está asociada a las zonas de mejor ley de Cu y en menor proporción con Ag. Cercano a las estructuras se desarrolla un halo de alteración argílica compuesta principalmente por arcillas supérgenas. Un proceso de oxidación generó una zona oxidada compuesta principalmente por óxidos de hierro (hematita, especularita, goethita y limonita) y oxidados cobre. Los minerales de la parte de sulfuros son constituidos por calcopirita, pirita, bornita, calcosina y covelina.

Así en conjunto con todos lo mencionado anteriormente, se espera encontrar en el material de descarte del Tranque N°1 una mineralogía metálica simple, dominada por sulfuros tales como: pirita, calcopirita, bornita, galena, esfalerita, magnetita, arsenopirita y pirrotina, acompañados de no metálicos, dentro de los que se puede incluir: cuarzo, feldespatos (plagioclasas y feldespatos alcalinos), calcita, yeso, goethita, clorita, caolinita, granate, clinopiroxenos y epidota.

Todos estos antecedentes serán discutidos en los capítulos posteriores.



## 4. Caracterización del Tranque de Relaves

Para la realización del segmento analítico de esta memoria se caracterizan nueve muestras representativas pertenecientes a 6 de los 8 sondajes del tranque de relaves N° 1 de la Ex-Planta La Cocinera. Estas muestras se eligen usando el método estadístico del **muestreo por hipercubo latino (LHS)** (Deutsch & Deutsch, 2011) (Anexo 1), el cual se establece tras la elección previa de 9 parámetros, siendo estos de características granulométricas, químicas y de humedad, parámetros que resaltan especial interés en el estudio (Tabla 4.1.). Los parámetros granulométricos utilizados corresponden al contenido de granulometría tamaño arcilla ( $4\mu\text{m}$ ) y el D80 que corresponde al tamaño de partículas en micrones, en el que el 80% de las partículas se encuentran bajo este tamaño. En metalurgia se utiliza para optimizar el proceso de molienda de las partículas, con el fin de obtener el tamaño en el cual se genera una mejor recuperación (Runge *et al.*, 2013), por último el parámetro respectivo con la humedad (H105) se relaciona con una medición estándar de ésta a  $105^{\circ}\text{C}$  el cual es un indicador de la posible presencia de esmectita, que es una arcilla extremadamente expansible que atrae agua entre las capas laminares de su estructura y al hacerlo cambia su volumen (Velde, 1992).

**Tabla 4.1. Muestras representativas elegidas por LHS**

Parámetro	Pozo	Metraje (m)	Nombre de la muestra
$4\mu\text{m}$	A	2,0-3,0	A 2,0-3,0
D80	D	4,0-5,0	D 4,0-5,0
H105	B	5,0-6,0	B 5,0-6,0
Fe	A2	0,5-1,0	A2 0,5-1,0
Zn	A4	0,5-1,0	A4 0,5-1,0
Mn	A4	4,0-5,0	A4 4,0-5,0
P	C	1,0-2,0	C 1,0-2,0
S	C	4,0-5,0	C 4,0-5,0
Cu	D	3,0-4,0	D 3,0-4,0

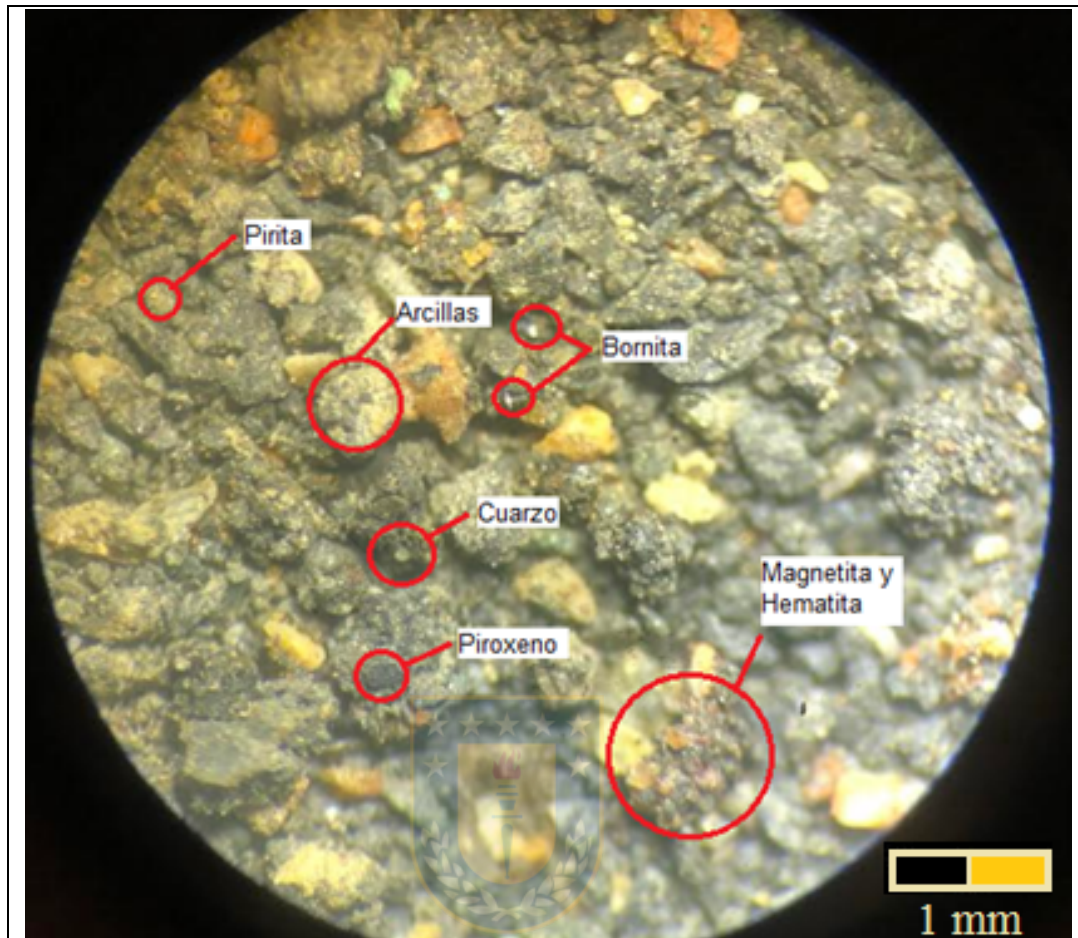
Los parámetros mencionados fueron escogidos por diversas razones y recomendaciones previas discutidas durante el proceso de creación de esta memoria de título. Los  $4\mu\text{m}$  resaltan su elección debido al contenido de granulometría tamaño arcilla de las muestras analizadas, el D80 se presenta a razón de ser importante en minería, ya que mostraría el tamaño granulométrico del 80% del producto, al analizar granulométricamente las muestras mediante las curvas generadas durante el proceso de difracción láser, lo que también se relaciona con la recuperación mineralógica. El H105, siendo este la humedad medida a  $105^{\circ}\text{C}$ , como se mencionó anteriormente es un importante

indicador de la posible presencia de esmectitas en las muestras, por lo que su elección nos permitiría tener un primer acercamiento a la presencia de esta arcilla, que posteriormente puede confirmarse mediante el análisis mineralógico de la difracción de rayos X. Por último, los elementos elegidos, cobre, hierro, zinc y manganeso destacan principalmente por la importancia económica que estos poseen en el mercado. Finalmente la elección del azufre se relaciona con la presencia de sulfuros importantes y la del fósforo se debe a que éste elemento en ocasiones es correlacionable con la presencia de tierras raras.

El tranque estudiado está conformado en gran parte por escorias de cobre y también por skarn, lo que se concluyó realizando una jerarquización por afinidad de las muestras que componían al Tranque de Relave N°1 (Gutiérrez *et al.*, 2019). La escoria de cobre se obtiene como material de desecho a partir de la pirometalurgia. Durante la fundición del mineral concentrado de cobre se producen dos fases líquidas inmiscibles entre sí, las que se pueden clasificar como: mata rica en cobre y la escoria rica en óxido, este proceso se puede realizar en diversos hornos, en el caso particular de este relave, las escorias estudiadas provienen de la fusión mediante los antiguos hornos de reverbero (como se explica en capítulos anteriores). La jerarquización realizada permite detectar a la “Familia Escoria” la cual según diversos autores presenta una composición típica que se caracteriza por altos contenidos de  $\text{SiO}_2$  (35-40%) y  $\text{FeO}$  (30-40%), además de la presencia de óxidos de aluminio y calcio (hasta un 10%) (Biswas & Davenport, 1994). Los elementos químicos predominantes en las escorias de fundición corresponden al Cu, Pb, Ni y Zn y sus fases mineralógicas se conforman principalmente de fayalita y magnetita (Piatak *et al.*, 2015).

#### **4.1. Descripción Macroscópica**

Se describen macroscópicamente las 9 muestras correspondientes al Tranque de relaves N°1. Todas ellas se encuentran en estado disgregado, sin conservar la forma del sondaje de proveniencia. Se describe la granulometría de forma semi-cuantitativa, bajo la clasificación granulométrica de Wentworth (1922) (Anexo 2), entendiendo las limitantes en lo que respecta a la determinación de porcentajes vía visual y a la aglomeración de las partículas finas. Se reconoce y cuantifica tanto la mineralogía metálica como no-metálica y se describe cualquier otra característica de la muestra en caso de ser necesario (Fig. 4.1.).



**Figura 4.1.** Muestra C\_4,0-5,0 bajo lupa binocular 40x. Se observan partículas subredondeadas de cuarzo, además de piroxeno, pirita, magnetita, hematita y bornita. Compuesta además de arcillas aglomeradas, junto con cuarzo muy fino, de difícil identificación.

Respecto de la mineralogía observada, en general el tranque estudiado posee granulometría de tamaño arena muy fina ( $<1/8$  mm), lo cual dificulta la descripción microscópica de la mineralogía, pudiéndose diferenciar cuarzo, magnetita, calcita, óxidos de hierro y excepcionalmente pirita, galena y oxidados de cobre.

#### 4.2. Análisis granulométrico por Difracción Láser

Para la caracterización física de las nueve muestras se utiliza el análisis granulométrico por difracción láser, para un rango de partículas entre 0,08-2.000  $\mu\text{m}$  dispuestas en un medio acuoso

(agua bidestilada) y mediante el uso de un baño ultrasónico interno para asegurar la dispersión de las partículas (Anexo 3).

Continuando con el estudio, se obtienen los datos que proporcionan los histogramas del programa *MaS control* los cuales permitirán caracterizar granulométricamente las nueve muestras representativas del Tranque de Relaves N°1, estos corresponden a moda, proporción arena, limo y arcilla, D80, D60, D30 y D10 (Tabla 4.2.), siendo estos tres últimos los que permitirán calcular los coeficientes de uniformidad (Cu) y curvatura (Cc), para evaluar la uniformidad del tamaño de las partículas del suelo y la gradación de este (Lambe & Whitman, 1996).

Con respecto al criterio para separar cada fracción, el rango considerado arena comprende entre 74-2.000  $\mu\text{m}$ , limo entre 2-74  $\mu\text{m}$  y todas aquellas partículas  $<2 \mu\text{m}$  se califican como tamaño arcilla.

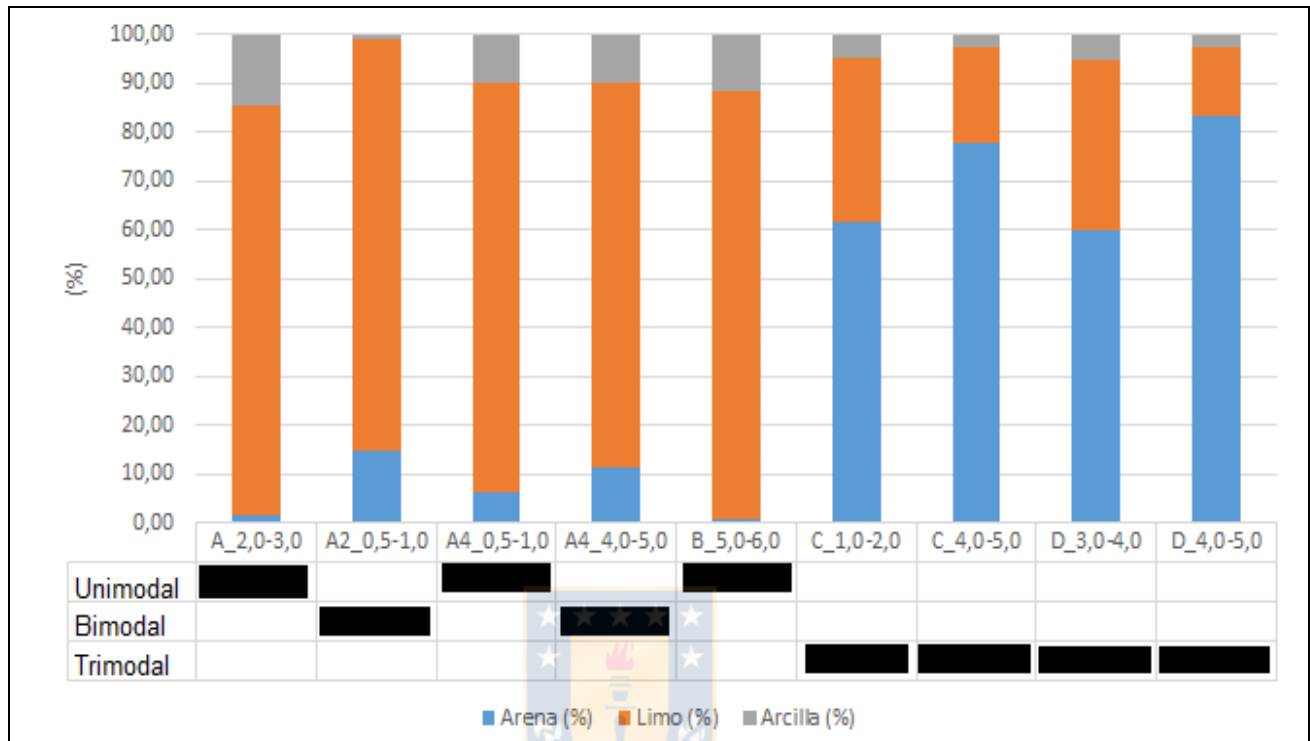
**Tabla 4.2. Datos proporcionados por los histogramas del programa MaS control**

Muestra	Moda	Arena (%)	Limo (%)	Arcilla (%)	D60 ( $\mu\text{m}$ )	D30 ( $\mu\text{m}$ )	D10 ( $\mu\text{m}$ )
A 2,0-3,0	Unimodal	01,50	83,90	14,60	15,70	4,90	1,40
A2 0,5-1,0	Bimodal	15,00	84,30	00,70	23,50	7,70	1,90
A4 0,5-1,0	Unimodal	06,20	83,90	09,90	18,80	7,50	2,00
A4 4,0-5,0	Bimodal	11,30	79,00	09,70	29,50	9,50	2,10
B 5,0-6,0	Unimodal	00,70	87,80	11,50	18,30	6,10	1,50
C 1,0-2,0	Trimodal	61,50	33,80	04,70	122,30	55,30	7,20
C 4,0-5,0	Trimodal	78,00	19,40	02,60	163,40	96,00	17,70
D 3,0-4,0	Trimodal	59,90	35,10	05,00	124,20	42,80	4,80
D 4,0-5,0	Trimodal	83,40	13,90	02,70	220,10	131,40	19,30
<b>PROMEDIO</b>		35,28	57,90	06,82	81,76	40,13	06,43

Se observa un predominio de las muestras de carácter trimodal (4), seguido de las unimodales (3) y bimodales (2). Los especímenes con distribuciones trimodales se condicen con porcentajes de arena mucho más altos que los de limo y arcilla, las bimodales presentan fracciones limosas elevadas en comparación a las otras dos, y por último las unimodales son las que poseen fracciones de arena más reducidas y de arcilla más elevadas en relación a las otras muestras, pero aun así este último no sobrepasa al porcentaje limoso preponderante (Fig. 4.2.).

La proporción promedio de las fracciones de arena, limo y arcilla es de 35,28%, 57,90% y 06,82% respectivamente, lo que indica un preponderancia de la fracción limosa por sobre la de arena y

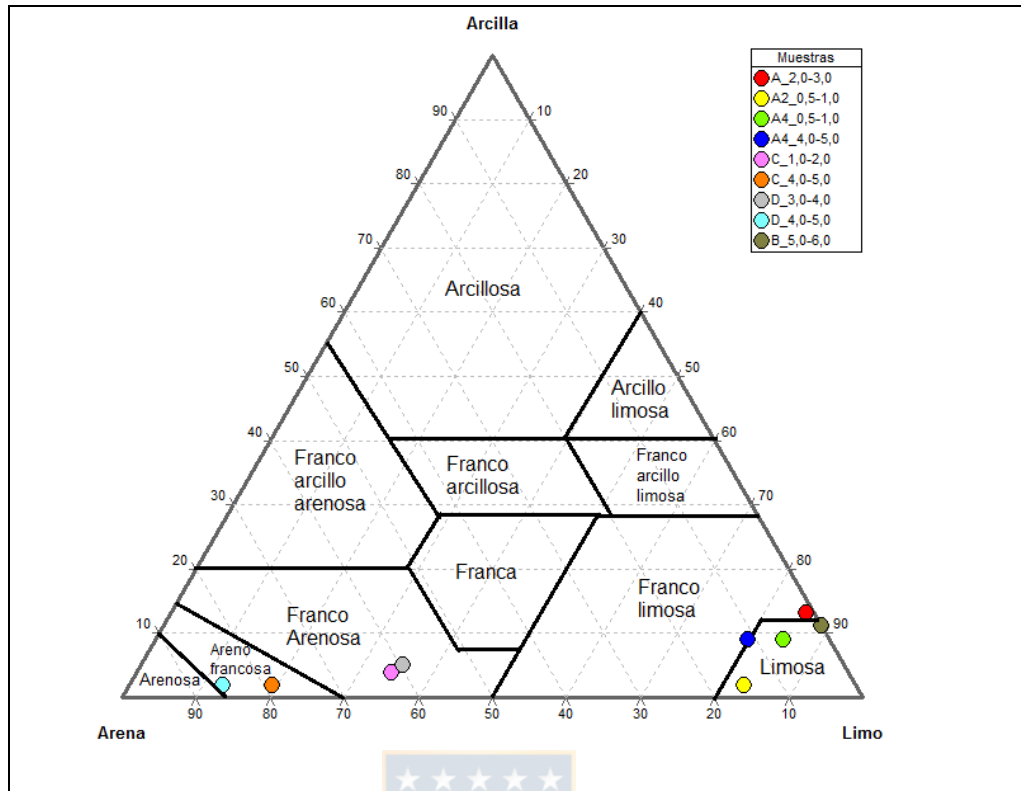
arcilla. Aun así, el tamaño limo y arena no se diferencian mucho, puesto que el rango de arena corresponde a un tamaño muy fino cercano al límite del limo.



**Figura 4.2.** Proporción porcentual de arena – limo – arcilla y relación con la moda de cada una de las muestras estudiadas.

Cada muestra analizada es simbolizada en un diagrama ternario arena-limo-arcilla (Fig. 4.3.). El paralelismo entre relaves y suelos permitiría conocer propiedades hidráulicas del material estudiado.

En el diagrama ternario arena-limo-arcilla se puede observar que cinco de las nueve muestras estudiadas que corresponden a A\_2,0-3,0; A2\_0,5-1,0; A4\_0,5-1,0; A4\_4,0-5,0 y B\_5,0-6,0; caen en el área de la fracción limosa y franco limosa, lo que se correlaciona con las altas cantidades de limo presentes en ellas, por otro lado las muestras C\_1,0-2,0; C\_4,0-5,0; D\_3,0-4,0 y D\_3,0-4,0; ocupan la zona franco arenosa y arena francosa, que se condice con las elevadas proporciones de arena en ellas.



**Figura 4.3.** Triángulo arena-limo-arcilla para clasificación de suelos. Departamento Agrícola de Estados Unidos (1987).

La aplicabilidad de herramientas para la clasificación de suelos en relaves resulta ser un poco confusa, debido a que los relaves tal y como los conocemos no pueden ser considerados como suelos ya que sólo constituyen material particulado fino y homogéneo, con alto contenido de elementos tóxicos y casi nula actividad biológica (ausencia de microorganismos que permitan el ciclado de la materia orgánica y de los nutrientes del suelo). En el caso del Tranque de Relaves N°1 nos encontramos con características similares a un suelo, con valores de pH que van de 3,6 a 7,7, con un promedio de 7,5; valor que se encuentra dentro del rango de variación del pH de suelos cultivados que varía entre 4,5 y 8,5 (Soriano, 2018). Lo anteriormente mencionado se condice con la presencia de vegetación en la superficie del relave estudiado.

Para fines prácticos los suelos se clasifican como familia de texturas que se denominan pesados (textura fina), medios (texturas intermedias) y livianos (textura gruesa), según la clasificación del Departamento Agrícola de Estados Unidos (1987), presente en la Tabla 4.3.

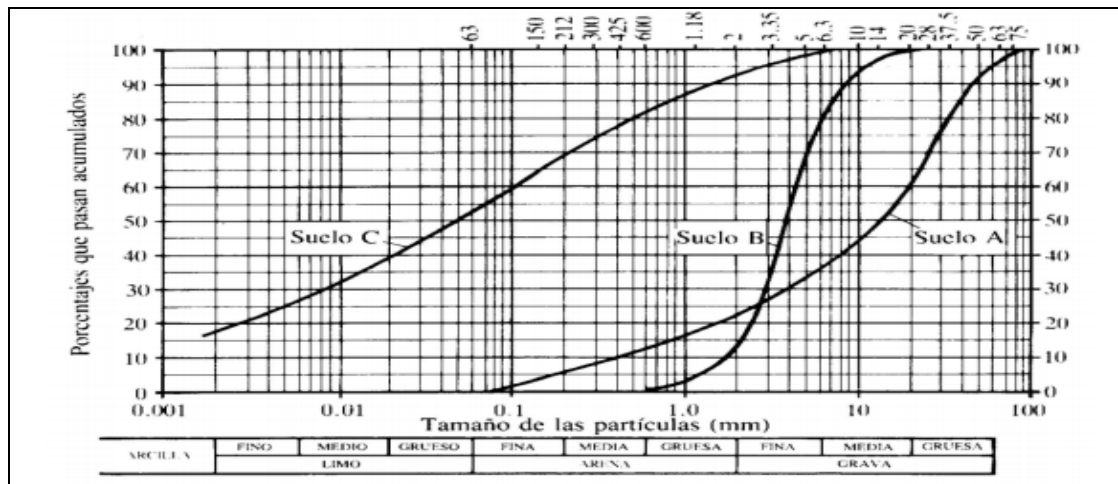


Por esta razón, las características texturales que presenta este relave sería muy variado, puesto que, los especímenes limosos representan un suelo pesado, los franco limosos y franco arenosos un suelo medio y los areno francosos un suelo liviano.

**Tabla 4.3. Tipos de suelos y texturas.** Departamento Agrícola de Estados Unidos (1987).

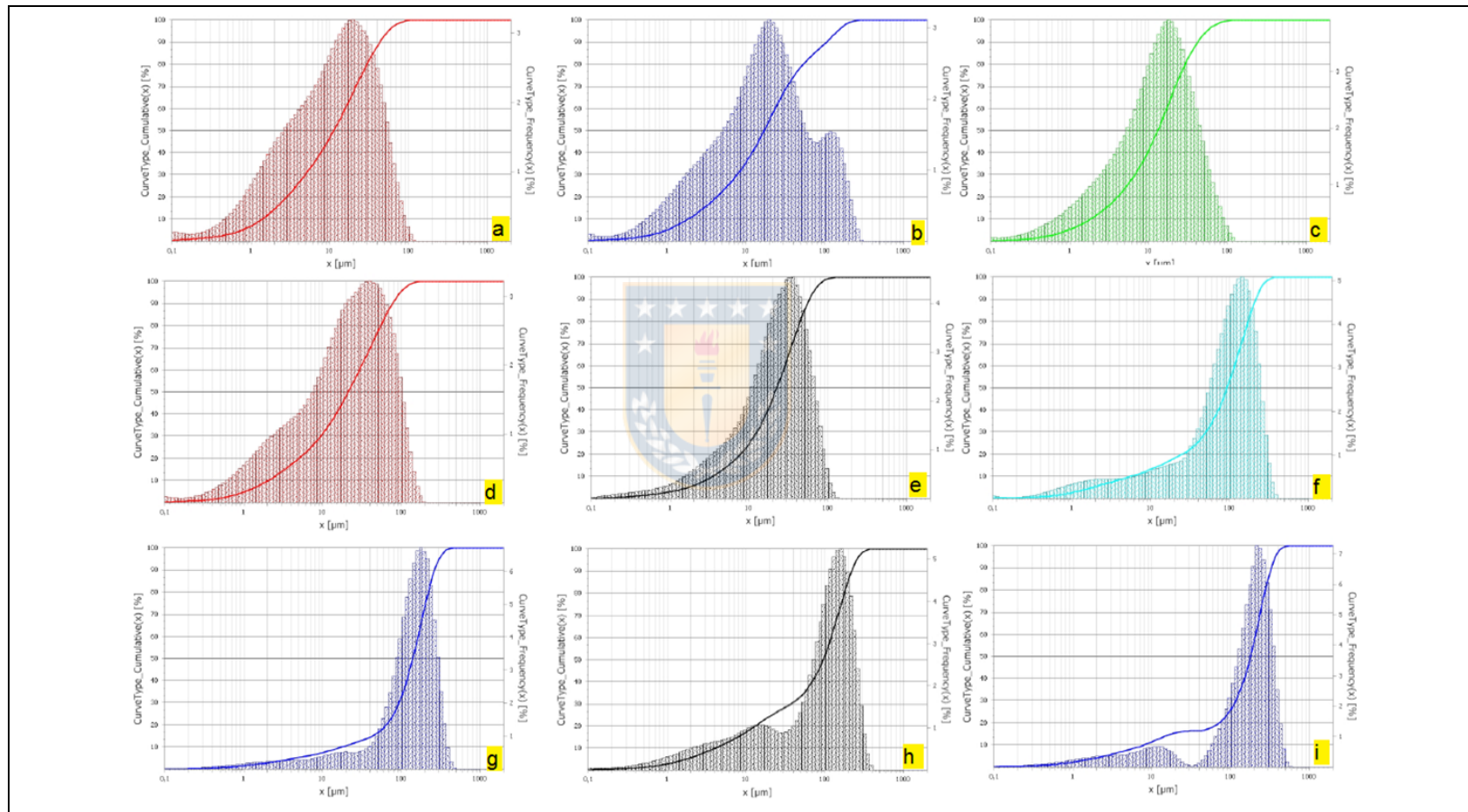
Tipo de suelo	Textura	Relación arena - limo - arcilla (%)	Símbolo
Livianos	Arenosa	90-5-5	a
	Areno francoso	80-15-5	aF
Medios	Franco arenoso	65-25-10	Fa
	Franco	40-40-20	F
	Franco limoso	20-65-15	FL
	Franco arcilloso arenoso	35-35-30	FAa
Pesados	Franco arcilloso	35-30-35	FA
	Franco arcilloso limoso	10-35-55	FAL
	Limoso	10-85-5	L
	Arcillo arenoso	55-5-40	Aa
	Arcillo Limoso	5-50-45	AL
	Arcilloso	10-20-60	A

De forma consecutiva se analiza cualitativamente la inclinación de las curvas granulométricas entregadas por el programa *MaS control*, en conjunto con la variación de los tamaños de las partículas de cada muestra. Curvas muy verticales indican reducida variabilidad en los tamaños mientras que curvas inclinadas muestran una gradación importante del tamaño de las partículas (Duque & Escobar, 2003) (Fig. 4.4.).



**Figura 4.4. Descripción de la gradación de los suelos según la inclinación de la curva granulométrica.** La curva A representa un suelo bien gradado. La curva B representa un suelo mal gradado; el suelo C corresponde a una arcilla limosa (suelo fino). Lo anterior permite observar que A se ajusta mejor a la forma de la campana de Gauss, mientras B resulta apuntalada y C aplanada (Duque & Escobar 2003).

Así se puede determinar visualmente la gradación que presenta el suelo basándose en la extensión de las curvas granulométricas entregadas por el análisis efectuado (Fig. 4.5.).



**Figura 4.5.** Curvas granulométricas de las nueve muestras analizadas para el tranque de Relaves N°1 de la Ex-Planta La Cocinera. Donde (a) A\_2,0-3,0; (b) A2\_0,5-1,0; (c) A4\_0,5-1,0; (d) A4\_4,0-5,0; (e) B\_5,0-6,0; (f) C\_1,0-2,0; (g) C\_4,0-5,0; (h) D\_3,0-4,0 y (i) D\_4,0-5,0.

Teniendo en cuenta lo dicho por Duque & Escobar (2003), las muestras pertenecientes a las curvas (a), (b), (c), (d) y (e) presentan una curva extendida que a priori permitiría decir que estas corresponderían a un suelo bien gradado, mientras que el notorio apuntalamiento o verticalidad repentina representada por (f), (g), (h) e (i) indican una mala gradación de estos especímenes.

En suelos granulares la gradación expresada numéricamente, se puede determinar con el apoyo del coeficiente de uniformidad  $C_u$  y con el coeficiente de curvatura  $C_c$ . El criterio utilizado para esta clasificación se logra comparando los valores de ambos coeficientes: el material bien gradado posee  $C_u > 6$  y  $1 < C_c < 3$ , en tanto el pobremente gradado debe presentar  $C_u < 6$  y/o  $C_c > 3$  (Puga, 2012).

Al calcular los coeficientes de uniformidad y curvatura (Tabla 4.4.) de cada una de las muestras se obtiene que de los nueve especímenes (a), (b), (c), (d) y (e) presentan una buena gradación, mientras que (f), (g), (h) e (i), presentan una gradación empobrecida.

**Tabla 4.4. Resumen de resultados de  $C_u$  y  $C_c$  para las nueve muestras estudiadas.**

Muestra	Curva	$C_u$	$C_c$	Clasificación
A_2,0-3,0	a	11,21	1,09	Bien gradado
A2_0,5-1,0	b	12,37	1,33	Bien gradado
A4_0,5-1,0	c	09,40	1,50	Bien gradado
A4_4,0-5,0	d	14,05	1,46	Bien gradado
B_5,0-6,0	e	12,20	1,36	Bien gradado
C_1,0-2,0	f	16,99	3,47	Pobremente gradado
C_4,0-5,0	g	09,23	3,19	Pobremente gradado
D_3,0-4,0	h	25,88	3,07	Pobremente gradado
D_4,0-5,0	i	11,40	4,06	Pobremente gradado
<b>PROMEDIO</b>		13,64	2,28	

Con lo anterior se puede concluir que el Tranque de relaves N°1, presenta una granulometría y textura más bien variada que apunta principalmente en dos direcciones y que le otorgará un carácter mixto de densidad y permeabilidad.

Las muestras bien gradadas corresponden a las que ostentan porcentajes mayores de la fracción limosa y arcillosa (% fino) que a su vez son de carácter unimodal y bimodal, estos especímenes

texturalmente limosos y franco limosos representan un suelo de tipo medianamente pesado, que tendrá un porcentaje en huecos intergranulares menor y por tanto tendrá una densidad mayor, lo que indica que este material será menos compresible y menos permeable.

Por otro lado las muestras pobremente gradadas son las que exhiben un mayor porcentaje de la fracción de tamaño arena (% grueso) y perfil trimodal, estas poseen texturas franco arenosas y areno francosas y le otorgan al suelo un carácter medianamente liviano, que exhibirá un porcentaje de huecos intergranulares mayor y una baja densidad, lo que derivará en un suelo más compresible y más permeable.

Finalmente es importante destacar que cada una de las nueve muestras estudiadas presenta una granulometría predominante, la que se puede identificar de acuerdo al análisis del D80 (Tabla 4.5)

**Tabla 4.5. Granulometría predominante para cada una de las muestras.**

Muestra	D80 (µm)
A_2,0-3,0	29,80
A2_0,5-1,0	53,20
A4_0,5-1,0	33,90
A4_4,0-5,0	55,00
B_5,0-6,0	31,20
C_1,0-2,0	181,70
C_4,0-5,0	225,70
D_3,0-4,0	181,70
D_4,0-5,0	290,10

El promedio de todas las muestras presenta un D80 de 120,26 µm lo que comprende una granulometría extremadamente fina (0,1202 mm). Esta fracción corresponde a arena muy fina del orden de <1/8 mm (Wentworth, 1922), lo que podría exhibir un efecto beneficioso para recuperación mineralógica de interés económico.

### 4.3. Análisis por Difracción de Rayos X

Con el fin de caracterizar la mineralogía de las muestras se utiliza el análisis por difracción de rayos X para roca total como también para la fracción argílica (Anexo 4). Para el análisis se utiliza un equipo Bruker® D4 Endeavor, operado con radiación de Cu y filtro de radiación  $K\beta$  de Ni.

El uso de radiación de Cu en muestras con alto contenido de Fe induce a un efecto de fluorescencia, manifiesto a través de un ruido de fondo elevado (por ejemplo, en muestras con una presencia de escoria). Corresponde subrayar que esto no impidió la identificación de las fases cristalinas presentes en la muestra.

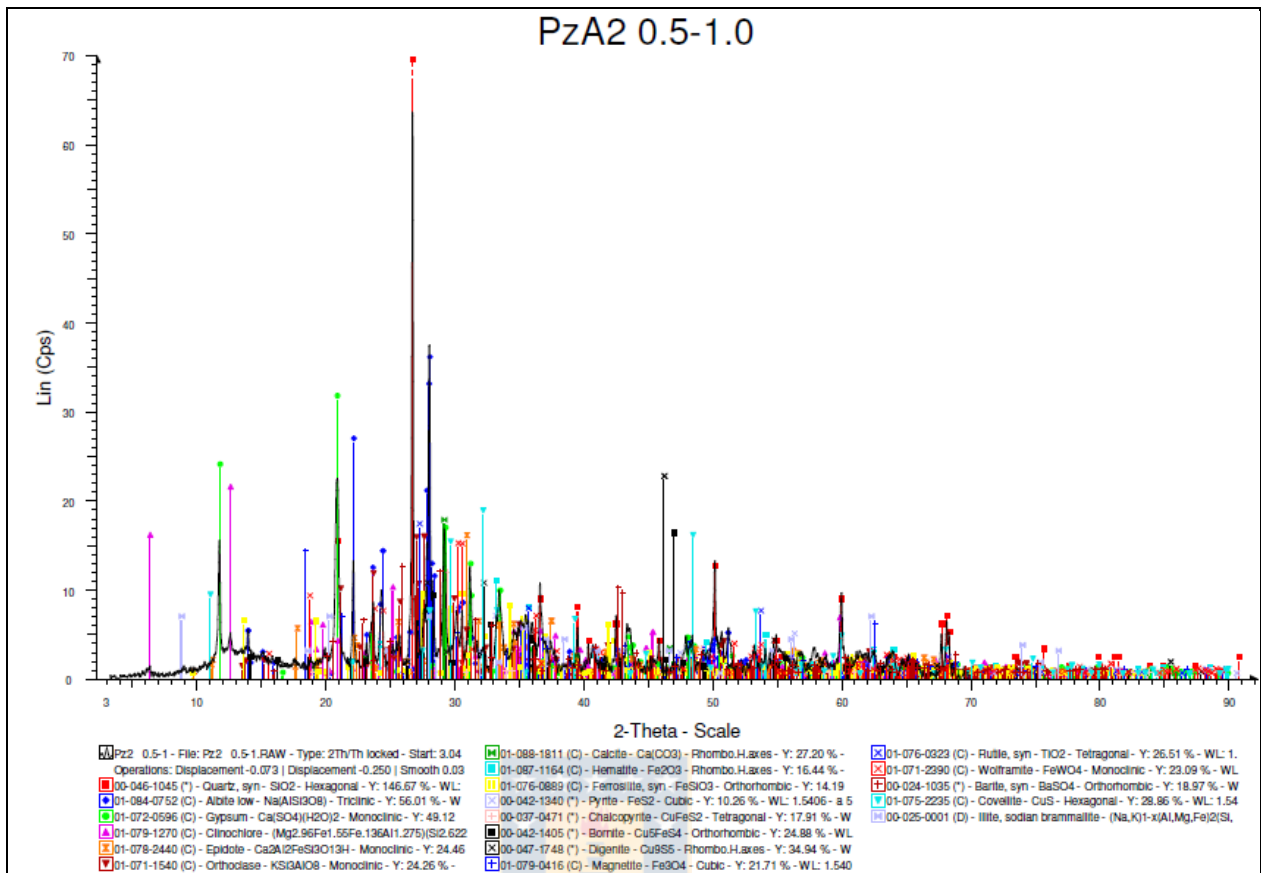
Se analizan los resultados obtenidos y se diferencian las mineralogías primarias, secundarias y terciarias definidas por Jambor (1994) y se interpreta la presencia filosilicatos para la fracción argílica.



#### 4.3.1. Difracción de Rayos X en Relave Total

A continuación se identifican las diferentes fases minerales interpretadas mediante el método de DRX para relave total (Fig. 4.6.).

Primeramente se reconoce la mineralogía predominante de la totalidad de la muestras y posteriormente se clasifican en primarias, secundarias y terciarias, según el origen de los minerales que la conforman. Las fases minerales primarias corresponden a todo mineral depositado inicialmente dentro del tranque de relaves, proveniente de los procesos de explotación y procesamiento del mineral para extraer la mena. Las fases minerales secundarias, serán las mineralogías producidas dentro del tranque a través del tiempo, a causa de la reorganización química producto de la meteorización. Por último, las fases minerales terciarias son las formadas en las muestras, luego de la extracción y sellado de éstas.



**Figura 4.6.** Difractograma de la muestra A2\_0,5-1,0. Se observan las intensidad de los diferentes minerales en cuentas por segundo (cps). Se reconoce cuarzo, albita, yeso, clorita (clinocllore), epidota, ortoclase, calcita, hematita, ferrosilita, pirita, calcopirita, bornita, digenita, magnetita, rutilo, wolframita, baritina, covelina e illita

De la mano con lo anterior se analizan los diversos difractogramas para así poder identificar las fases minerales. La interpretación mineralógica de los nueve difractogramas permite distinguir fases minerales presentes en todos los sondajes, tales como, cuarzo, albita, clorita, calcita, yeso, pirita, calcopirita y bornita; las cuales coinciden bastante bien con lo observado macroscópicamente y con lo esperado según las condiciones geológicas de la zona de estudio.

Una interpretación cualitativa de los difractogramas analizados, permite clasificar las fases minerales en dominantes, presentes, menores y trazas, según su intensidad de *peak*, que correspondería a la probabilidad de ocurrencia de cada fase, todo esto puede ser visualizado en la Tabla 4.6.

**Tabla 4.6. Resultados cualitativos mediante difracción de rayos X en relave total según nivel de ocurrencia de cada fase.** Donde el color rojo corresponde a una probabilidad muy alta, verde alta - moderada, amarillo baja y gris muy baja.

Fases	Muestras									
	A_2,0-3,0	A2_0,5-1,0	A4_0,5-1,0	A4_4,0-5,0	B_5,0-6,0	C_1,0-2,0	C_4,0-5,0	D_3,0-4,0	D_4,0-5,0	
<b>Sulfuros</b>										
Pirita	Yellow	Grey	Grey	Grey	Yellow	Grey	Grey	Yellow	Yellow	
Marcasita	Black	Black	Yellow	Yellow	Black	Black	Yellow	Black	Black	
Calcopirita	Grey	Grey	Grey	Green	Yellow	Yellow	Green	Green	Grey	
Bornita	Green	Yellow	Grey	Green	Yellow	Yellow	Green	Green	Yellow	
Covelina	Black	Yellow	Yellow	Black	Black	Black	Black	Black	Black	
Esfalerita	Grey	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	
Pirrotina	Yellow	Black	Black	Black	Black	Yellow	Black	Black	Yellow	
Galena	Black	Black	Grey	Black	Black	Black	Black	Yellow	Black	
Digenita	Black	Green	Yellow	Black	Yellow	Yellow	Black	Black	Black	
<b>Óxidos, hidróxidos</b>										
Hematita	Black	Yellow	Grey	Yellow	Black	Yellow	Black	Yellow	Black	
Magnetita	Black	Yellow	Black	Black	Yellow	Green	Yellow	Yellow	Green	
Goethita	Black	Black	Yellow	Black	Black	Black	Yellow	Black	Yellow	
Espinela	Grey	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Yellow	Black	
Rutilo	Yellow	Yellow	Black	Yellow	Grey	Black	Yellow	Grey	Yellow	
<b>Sulfatos, carbonatos, wolframatos</b>										
Yeso	Green	Green	Green	Yellow	Yellow	Yellow	Yellow	Green	Yellow	
Azurita	Yellow	Black	Yellow	Yellow	Black	Black	Black	Black	Black	
Calcita	Green	Green	Yellow	Yellow	Green	Green	Yellow	Yellow	Green	
Baritina	Black	Yellow	Black	Black	Grey	Black	Black	Black	Black	
Jarosita	Black	Black	Black	Black	Black	Yellow	Green	Black	Black	
Epsomita	Black	Black	Black	Black	Black	Yellow	Black	Black	Yellow	
Wolframita	Black	Yellow	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	
<b>Silicatos</b>										
Cuarzo	Red	Red	Red	Red	Red	Red	Green	Red	Green	
Clorita	Green	Green	Yellow	Yellow	Green	Green	Green	Green	Green	
Diópsido	Green	Black	Black	Yellow	Green	Green	Green	Black	Green	
Fayalita	Green	Black	Black	Green	Green	Green	Red	Green	Red	
Ortoclasa	Black	Green	Black	Black	Black	Yellow	Yellow	Yellow	Green	
Epidota	Black	Green	Yellow	Yellow	Black	Black	Black	Black	Black	
Albita	Green	Green	Green	Green	Green	Green	Green	Green	Green	
Grossularia	Green	Black	Black	Green	Yellow	Black	Black	Yellow	Grey	
Biotita	Black	Black	Black	Green	Green	Green	Black	Black	Green	
Ferrosilita	Black	Yellow	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	
Muscovita	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Green	Yellow	Black	
Talco	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Yellow	
Illita	Yellow	Yellow	Black	Black	Black	Black	Black	Black	Black	

Así, por muestra tendríamos lo siguiente:

- 1) **A\_2,0-3,0:** Cuarzo - fase dominante; clorita, diópsido, fayalita, albita, grossularia, calcita, yeso y bornita – fase presente; illita, azurita, rutilo, pirrotina y pirita – fase menor; calcopirita, esfalerita y espinela – traza.



- 2) **A2\_0,5-1,0:** Cuarzo – fase dominante; clorita, ortoclasa, epidota, albita, calcita, yeso y digenita – fase presente; illita, ferrosilita, wolframita, baritina, rutilo, magnetita, hematita, covelina y bornita – fase menor; pirita y calcopirita (traza).
- 3) **A4\_0,5-1,0:** Cuarzo – fase dominante; albita y yeso - fase presente, epidota, clorita, calcita, azurita, goethita, magnetita, digenita, covelina y marcasita – fase menor, hematita, galena, bornita, calcopirita y pirita – traza.
- 4) **A4\_4,0-5,0:** Cuarzo – fase dominante; biotita, fayalita, grosularia, albita, bornita y calcopirita – fase presente; epidota, diópsido, clorita, calcita, azurita, yeso, rutilo, magnetita, hematita, marcasita – fase menor; pirita – traza.
- 5) **B\_5,0-6,0:** Cuarzo – fase dominante; biotita, albita, fayalita, diópsido, clorita, calcita – fase presente; grossularia, yeso, magnetita, digenita, bornita, calcopirita y pirita – fase menor; baritina y rutilo – traza.
- 6) **C\_1,0-2,0:** Cuarzo – fase dominante; biotita, albita, fayalita, diópsido, clorita, calcita, magnetita – fase presente; ortoclasa, epsomita, jarosita, yeso, hematita, digenita, pirrotina, bornita y calcopirita – fase presente; pirita – traza.
- 7) **C\_4,0-5,0:** Fayalita – fase dominante; muscovita, albita, diópsido, clorita, cuarzo, jarosita, bornita y calcopirita – fase presente; ortoclasa, calcita, yeso, rutilo, goethita, magnetita y marcasita – fase menor; pirita – traza.
- 8) **D\_3,0-4,0:** Cuarzo – fase dominante; albita, fayalita, clorita, yeso, bornita y calcopirita – fase presente; muscovita, grosularia, ortoclasa, calcita, espinela, magnetita, hematita, galena y pirita – fase menor; rutilo – traza.
- 9) **D\_4,0-5,0:** Fayalita – fase dominante; biotita, albita, ortoclasa, diópsido, clorita, cuarzo, calcita y magnetita – fase presente; talco, epsomita, yeso, rutilo, goethita, pirrotina, bornita y pirita - fase menor; calcopirita y grossularia – traza.

En este análisis cualitativo se destaca la presencia de cuarzo como fase dominante en siete de las nueve muestras analizadas, y las dos restantes, correspondientes a C\_4,0-5,0 y D\_4,0-5,0, contienen fayalita como fase dominante. Resalta la presencia de uno o más minerales ricos en hierro

como pirita, marcasita, magnetita, hematita, ferrosilita, goethita y pirrotina en todas las muestras estudiadas, razón por la cual este tranque de relaves se presenta como un sector rico en Fe.

Por otro lado, podemos clasificar las fases en primarias, secundarias y terciarias de acuerdo a su origen mineralógico. De las fases primarias reconocidas destacan cuarzo, clorita (clinocloro), diópsido, fayalita, ortoclasa, albita, grossularia, biotita, rutilo, magnetita, hematita, bornita, calcopirita, pirita y calcita. Algunas de estas fases primarias se presentan ocasionalmente dentro de las muestras y en algunos casos con *peaks* bajos o muy bajos cercanos al ruido de fondo, estas son, illita, muscovita, ferrosilita, epidota, wolframita, baritina, azurita, espinela, goethita, digenita, galena, pirrotina, esfalerita, covelina y marcasita. La presencia de wolframita resulta particularmente llamativo en este análisis puesto que podría corresponder a una fase isoestructural por su baja señal, ya que muchas veces los óxidos de wolframio son sustituidos por otros elementos manteniendo su estructura cristalina. Es importante también destacar que los vasos de molienda que se utilizaron en el procesamiento de las muestras estudiadas contienen wolframio, por lo que la presencia de éste mineral presentaría una interrogante en esta investigación, que podría ser resuelta con la aplicación de técnicas como absorción atómica.

De las fases secundarias destacan jarosita, yeso, epsomita. El yeso es el único de estos cuatro minerales que se presenta en las nueve muestras estudiadas. La jarosita y epsomita se presentan en muy pocas de las muestras estudiadas y con probabilidad de ocurrencia moderada a baja, destacando su presencia principalmente en las muestras relacionadas con el pozo C y D. Si bien estos minerales también pueden corresponder a fases terciarias, se han considerado en este caso como fases secundarias debido a que poseen intensidades de *peaks* moderadas a altas en algunas de las muestras que los poseen.

Finalmente, entre las fases minerales terciarias destacan yeso, jarosita, epsomita y talco. Como se señala anteriormente, yeso, jarosita y epsomita podrían corresponder en algunos horizontes a la categoría de fases secundarias. Debido a la dificultad de interpretación en aquellas muestras con intensidades de *peaks* muy bajos pudiendo corresponder tanto a fases secundarias como terciarias, se considerará estrictamente terciarias a aquellas muestras relacionadas con zonas más profundas, puesto que se presenta una mayor humedad. El talco coincidentemente con los minerales anteriores

presentan características terciarias debido que se presentan en muestras relacionadas a sectores de mayor profundidad y con probabilidad de ocurrencia bajas. Cabe destacar que la presencia de talco puede estar relacionada con el procesamiento del material del tranque estudiado, puesto que, muchos lubricantes de máquinas en la minería están compuestos por este mineral.

#### 4.3.2. Difracción de Rayos X en fracción 0,45 - 2,0 $\mu\text{m}$

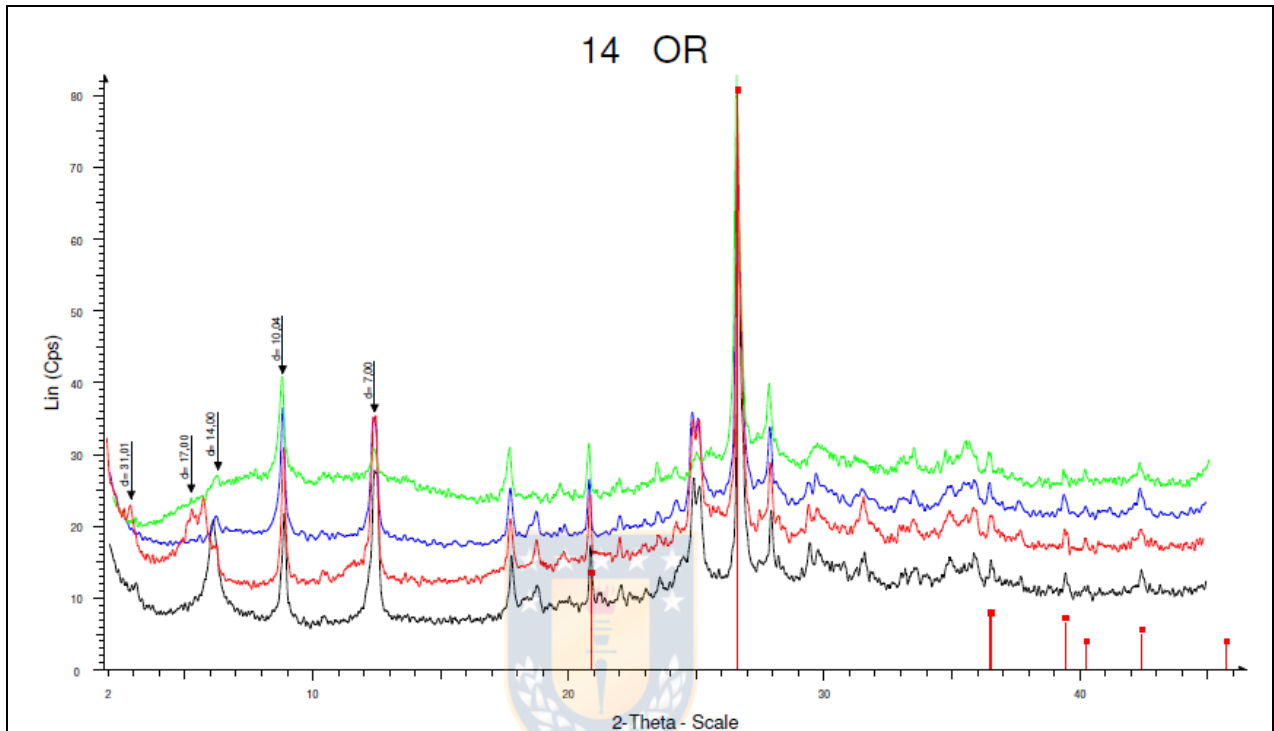
Para caracterizar la fracción argílica se procede a la preparación de las nueve muestras mediante separación granulométrica con el uso de una centrífuga; el montaje se desarrolla según protocolos privados del Instituto de Geología Económica Aplicada (GEA) (Dupré, 2019).

Las arcillas regulares e interestratificadas presentes en las muestras analizadas se identificaron fácilmente por su reflexión basal 001, que en el caso de las interestratificadas corresponde a la suma de los espaciamentos de los componentes individuales y los *peaks* subsiguientes de órdenes integrales superiores (Poppe *et al.*, 2001). Por cuestiones de practicidad en el desarrollo del trabajo se les otorgó una nomenclatura más simple a cada una de las muestras para su fracción argílica (Tabla 4.7.). Los principales grupos minerales que se encuentran presentes en todas las muestras analizadas, corresponden a esmectitas ( $d \sim 17 \text{ \AA}$  (EG)), cloritas ( $d \sim 14 \text{ \AA}$  y  $7 \text{ \AA}$ ) y mica/illita ( $d \sim 10 \text{ \AA}$ ). Por otro lado en cuatro de las nueve muestras se observa la presencia de una interestratificación de clorita-esmectita conocida como corrensita ( $d \sim 28.3 - 32 \text{ \AA}$  (EG)), que ha sido determinada en los especímenes correspondientes a zonas más profundas del tranque. Para la identificación de los filosilicatos mencionados anteriormente es necesario aplicar cuatro lecturas mediante difracción de rayos X a una misma muestra, a la cual se le aplican diferentes procedimientos (Fig. 4.7.).

**Tabla 4.7. Nomenclatura de las nueve muestras de fracción argílica.**

Muestra	Fracción argílica	Muestra	Fracción argílica
A 2,0-3,0	10 OR	C 1,0-2,0	15 OR
A2 0,5-1,0	11 OR	D 3,0-4,0	16 OR
A4 0,5-1,0	12 OR	D 4,0-5,0	17 OR
A4 4,0-5,0	13 OR	C 4,0-5,0	18 OR
B 5,0-6,0	14 OR		

El orientado (OR, difractograma negro) permite lograr una orientación preferencial de los filosilicatos, mediante la aplicación de un esfuerzo de cizalle en la superficie de la muestra de manera de provocar la orientación y facilitar su detección.



**Figura 4.7.** Difractogramas de la fracción argílica de la muestra PzB\_5,0-6,0 (14 OR). Donde se evidencian cinco reflexiones basales de filosilicatos: corrensita (d: 31Å), esmectita (d: 17Å), clorita (d: 14Å y 7Å), illita/mica (d: 10 Å). En negro lectura de la muestra orientada, rojo lectura luego de saturación por etilenglicol; azul lectura al calentar la muestra a 375°C y en verde a 550°C.

El etilenglicol (EG, difractograma rojo) tiene como propósito lograr la expansión de ciertas arcillas haciendo más fácil su identificación, mediante la comparación con otras especies igualmente expuestas a etilenglicol (Moore & Reynolds, 1997). Los minerales que se logran determinar para la fracción de arcillas en preparaciones orientadas y saturadas con etilenglicol, corresponden principalmente a: esmectita e interestratificados de clorita-esmectita (corrensita). Durante este procedimiento las esmectitas son detectadas debido a su expansión e incremento del espaciado interlaminar de 14 a 17 Å. El incremento del espaciado interlaminar a 17 Å bajo la acción del etilenglicol y su posterior colapso luego del calentamiento a 375°C, es un comportamiento que confirma la presencia del mineral esmectita (Thorez, 1976).

El calentamiento a 375°C (375 difractograma azul), produce un colapso irreversible de la capacidad de expansión de las esmectitas, dejando una estructura de micas. De esta manera, se logra detectar el *peak* basal de las cloritas las cuales no sufren ninguna alteración.

Finalmente se realiza nuevamente un calentamiento, pero esta vez a 550°C (550 difractograma verde) para que colapsen las caolinitas y permitir con mayor claridad la identificación de las cloritas, debido a la superposición del *peak* 002 de la clorita con el 001 de la caolinita. En el caso de la mica/illita, esta es reconocida debido a las líneas características que posee con un espaciamiento basal de 10 Å; comúnmente en el difractograma orientado.

El análisis efectuado permite la identificación de las fases minerales correspondientes a la fracción argílica y su clasificación de acuerdo a la abundancia de estas (Tabla 4.8.).

**Tabla 4.8. Resultados cualitativos mediante difracción de rayos X en la fracción argílica, según nivel de ocurrencia de cada fase.**

Muestra	Fases minerales
10 OR	Mica/Illita (dominante), clorita y esmectita (presencia menor), presencia de cuarzo y feldespato.
11 OR	Clorita (dominante), esmectita y mica/illita (presencia menor), presencia de cuarzo y feldespato.
12 OR	Clorita (dominante), esmectita y mica/illita (presencia menor), presencia de cuarzo y feldespato.
13 OR	Clorita (dominante), esmectita y mica/illita (presencia menor), corrensitita, presencia de cuarzo y feldespato.
14 OR	Mica/Illita (dominante), clorita y esmectita (presencia menor), corrensitita, presencia de cuarzo y feldespato.
15 OR	Mica/Illita (dominante), clorita y esmectita (presencia menor), presencia de cuarzo y feldespato.
16 OR	Clorita (dominante), esmectita y mica/illita (presencia menor), corrensitita, presencia de cuarzo y feldespato.
17 OR	Clorita (dominante), esmectita y mica/illita (presencia menor), presencia de cuarzo y feldespato.
18 OR	Mica/Illita (dominante), clorita y esmectita (presencia menor), corrensitita, presencia de cuarzo y feldespato.

Con el propósito de trabajar e interpretar más a fondo los datos cualitativos entregados por estos análisis, se procede a realizar una semicuantificación de cada una de las muestras de acuerdo a las concentraciones basadas en las intensidades de los *peaks* en cps de los cuatro grupos de arcillas detectados, corrensitita, esmectita, clorita y mica/illita. Para semi-cuantificar los principales grupos de arcillas se utilizó el método de Kahle (Kahle *et al.*, 2002). Este procedimiento consiste en realizar una ponderación porcentual simple de las especies presentes en cada muestra, para esto se utilizó como primera aproximación los conteos de las reflexiones de los difractogramas obtenidos

mediante el procedimiento de etilenglicol (EG). Debido a la gran sinuosidad de los background obtenidos en los difractogramas, se opta por considerar exclusivamente las reflexiones (001) de cada fase. La ponderación solamente se refiere a los filosilicatos presentes a una muestra y no considera restos de cuarzo o feldespatos, fases presentes en la totalidad de los ejemplares. Para la esmectita se utilizó la ponderación relacionada con su espaciado interlamilar de 17 Å, producido al someter las muestras a etilenglicol.

La Tabla 4.9. muestra los porcentajes de cada grupo de arcilla normalizado al 100% de estas fases.

**Tabla 4.9. Resultado semi-cuantitativo mediante difracción de rayos X en la fracción arcilla (%).**

Muestra	Corrensita (%)	Esmectita (%)	Clorita (%)	Mica/Illita (%)
10 OR	00	22	27	51
11 OR	00	21	62	16
12 OR	00	33	41	26
13 OR	07	25	35	33
14 OR	11	27	13	49
15 OR	00	26	37	38
16 OR	06	44	25	24
17 OR	00	22	41	37
18 OR	08	17	34	41
<b>Promedio</b>	<b>04</b>	<b>26</b>	<b>35</b>	<b>35</b>

Según el estudio se determinó que en la mineralogía de la muestra destaca el gran porcentaje de mica/illita y clorita cuyo valor promedio es del 35% para ambas, relativo a la semi-cuantificación de los cuatro grupos de arcillas. Las cloritas corresponden principalmente a variedades trioctaédricas férricas. Las esmectitas por su parte comprenden un porcentaje promedio del 26% y se destaca un acrecentamiento de su concentración al aumentar la profundidad en el tranque, esto se puede observar al comparar las muestras 12-13; 15-18 y 16-17, que corresponden a especímenes de los sondajes A4, C y D respectivamente, pero con diferentes profundidades. El mismo efecto se observa en el grupo de mica/illita.

Por último solo cuatro de las nueve muestras estudiadas indican la presencia de corrensita, destacando un 11% en la fracción argílica en la muestra 14 que pertenece al pozo B y representa la

muestra más honda de todas, asociando a este grupo de arcillas a zonas de mayor profundidad en el tranque.

El tamaño natural de muchos filosilicatos (en particular de alteración hidrotermal y de metamorfismo de baja temperatura) es  $<2\mu\text{m}$ . Además, se evalúa la determinación de humedad como un indicador de presencia de filosilicatos en la fracción argílica junto con el tamaño de partículas determinadas mediante difracción laser. El filosilicato dominante en las muestras de fracción argílica corresponde a mica/illita, seguido por clorita, esmectita y corrensitita. Las fases cristalinas identificadas pueden ser clasificadas en primarias secundarias y terciarias según su origen mineralógico de formación, al igual que en el caso de las muestras de relave total. Todas las fases mencionadas corresponden a mineralogía producida dentro del tranque por meteorización o formación retrógrada a partir de otros minerales, demostrando por tanto un origen secundario. La mica/illita presenta un rol de fase de alteración mayoritariamente de los feldespatos presentes en las muestras. La clorita se genera por alteración de máficos ferromagnesianos y condicionaría fenómenos de adsorción, retención temporal y alojamiento de elementos. Algunos filosilicatos laminares se pueden transformar en arcillas expansivas como la esmectita por fenómenos de meteorización y alteración, la que puede ocurrir con rapidez en soluciones acuosas con valores de pH muy ácidos o muy básicos como ocurre en una operación minera (Fig. 4.8.). El grado de expansión intercrystalina depende fuertemente del nivel de saturación de agua del medio circundante (presión parcial de vapor) y debido a que en los relaves la fase dispersante es agua, el fenómeno siempre se manifiesta en su máxima magnitud posible.

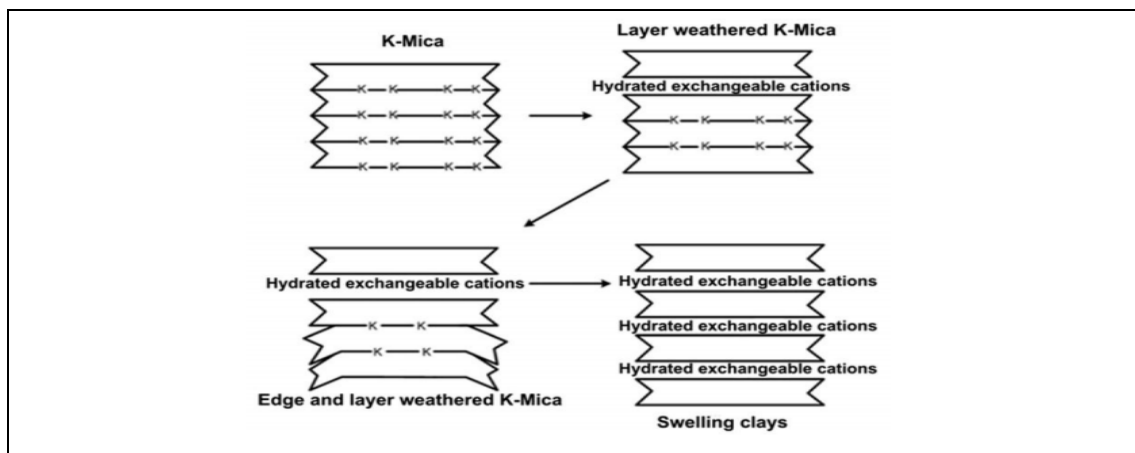


Figura 4.8. Transformación de una mica en arcilla expansiva. Extraído de Ndlovu et al. (2011)



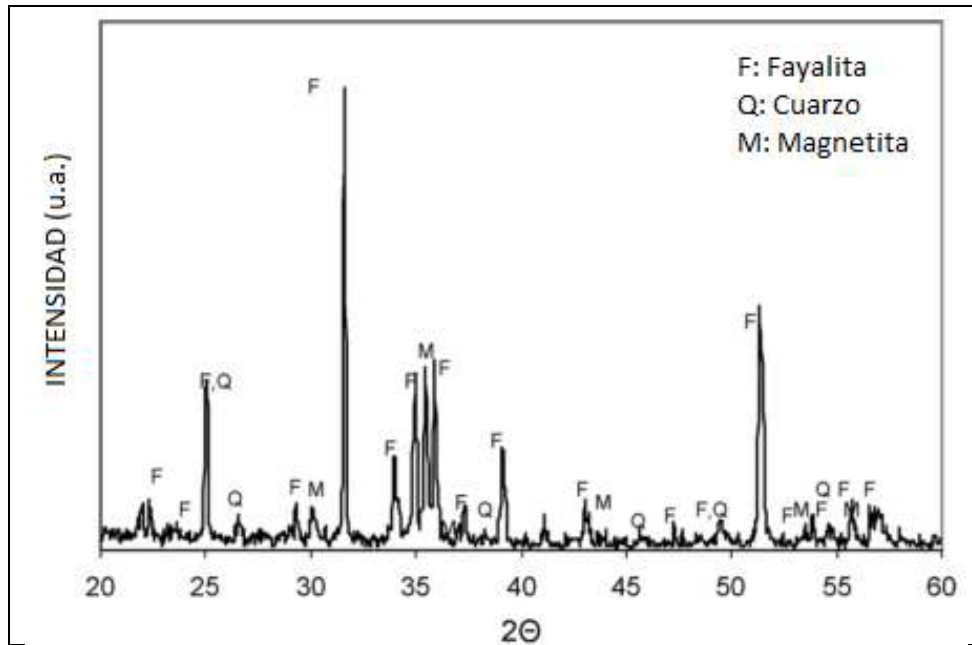
La corrensitita (filosilicato de interestratificación regular entre clorita y esmectita) se observa en cuatro de las nueve muestras analizadas, correspondientes a los especímenes con mineralogía de skarn. No se conocen publicaciones de su presencia en la mina Panulcillo (proveedora principal del mineral tipo skarn), sin embargo, existe la posibilidad de su formación retrógrada a partir de la clorita. El mismo proceso también sería posible al interior del tranque, en particular por humedad del sedimento (Gutiérrez *et al.*, 2019).

La presencia de corrensitita estaría relacionada con dos procesos principales, siendo estos la formación de esta arcilla debido a la alteración del skarn y por otro lado el producto de la permanencia de los relaves en el tranque durante varias décadas. Como esta arcilla fue detectada en las 4 muestras pertenecientes al skarn podríamos decir que su formación estaría más relacionada con la alteración de este, pero al ahondar en el análisis de muestras pertenecientes al Tranque N°2 de la misma planta procesadora que está conformado casi completamente por muestras de skarn, queda en evidencia que esta arcilla solo se presenta en tres de las muestras analizadas para ese tranque, por lo que esta teoría no podría comprobarse, por tanto la formación de corrensitita debido a la permanencia de los relaves en el tranque durante varias décadas podría ser la más razonable.

#### **4.4. Análisis por Espectrometría de Fluorescencia de Rayos X**

De la literatura se ha logrado obtener que las escorias de fundición están compuestas por diversos óxidos metálicos y en general poseen composiciones muy similares con porcentajes de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  mayores a 60%, así también  $\text{SiO}_2$  en concentraciones mayores a 20%, y otros óxidos tales como el  $\text{ZnO}$ ,  $\text{CaO}$ , y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  están levemente sobre el 2% (Orizola, 2006; Almeida *et al.*, 2007; Al-Jabri *et al.*, 2011).

De acuerdo a lo anterior las escorias de cobre presentan una composición basada en óxidos (subproducto de la fundición), también se caracteriza por tener altos contenidos de hierro, donde las principales especies componentes son la fayalita y magnetita, los que se pueden apreciar claramente en la Figura 4.9., de una muestra obtenida por Alp *et al.* (2008), en una fundición de Turquía. Además, podemos encontrar óxidos de calcio-aluminio ( $\text{CaAl}_2\text{O}_4$ ), silicato de zinc ( $\text{Zn}_2\text{SiO}_4$ ), óxidos de cobre hierro ( $\text{CuFe}_2\text{O}_4$ ).



**Figura 4.9.** Difractograma de escoria de cobre de la minera “The Black Sea Cooper Works” (Samsun, Turquía). Extraído de Alp *et al.* (2008).

Con el objetivo de conocer la composición química elemental de las muestras estudiadas, se procede a someter cada uno de los especímenes a pulverización, luego a prensado en pastillas y posteriormente se analizan por Espectrometría de Fluorescencia de Rayos X (FRX), utilizando el equipo Rigaku modelo Primus II, operado con radiación rodio (Rh). De esta manera se obtiene información de composición elemental en % (para óxidos mayores >1 % en peso) y ppm (para elementos menores y trazas) (Anexo 5).

Por medio del programa computacional perteneciente al equipo utilizado para realizar este análisis se obtienen los porcentajes de concentración como óxido para elementos mayores (Tabla 4.10.): SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, SO<sub>3</sub>, MgO, Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O; y para elementos menores y trazas (Tabla 4.11.): P, Cl, Ti, V, Cr, Mn, Co, Ni, Cu, Zn, Ga, As, Rb, Sr, Y, Zr, Nb, Mo, Cd, Sb, Ba, W, Ti, Au, Pb y Th. Estos últimos al tener porcentajes en masa muy bajos en comparación con los óxidos mayores, son recalculados por estequiometría a concentraciones elementales y convertidas a partes por millón (ppm).

Cabe destacar que debido a la normalización, los valores de elementos trazas pueden verse sobreestimados.

**Tabla 4.10. Porcentajes en masa para elementos mayores pertenecientes al Tranque de Relaves N°1.**

Muestra	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	SO <sub>3</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O
A 2,0-3,0	41,02	30,60	08,56	7,17	4,20	02,69	00,91	01,46
A2 0,5-1,0	38,85	18,10	11,70	8,74	13,00	02,59	02,16	01,85
A4 0,5-1,0	27,85	18,90	09,59	13,10	22,60	02,47	01,80	01,37
A4 4,0-5,0	40,96	25,20	10,90	09,56	03,53	03,40	02,12	01,17
B 5,0-6,0	47,17	26,80	09,42	06,49	02,70	01,93	00,95	01,47
C 1,0-2,0	42,65	31,10	07,59	07,09	01,75	01,66	01,75	01,53
C 4,0-5,0	30,97	46,90	05,65	06,37	02,02	01,35	01,13	00,95
D 3,0-4,0	46,19	23,50	12,10	04,94	02,41	02,35	03,22	01,61
D 4,0-5,0	33,93	40,70	07,26	07,09	02,09	01,70	01,73	01,19
Promedio	38,84	29,09	09,20	07,84	06,03	02,24	01,75	01,40

Al observar las concentraciones de los elementos mayores se observa una hegemonía en los porcentajes en masa de SiO<sub>2</sub> y Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> por sobre los otros seis óxidos detectados. Se calcula un 38,8% de concentración media de SiO<sub>2</sub> y un 29,1% de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, mientras que el Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, SO<sub>3</sub>, MgO, Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O suman entre ellos un 28,5%. Por lo tanto, la sumatoria total de los porcentajes en masa promedio de todos los elementos mayoritarios corresponde al 96,4% de la composición química del Tranque de relaves N°1.

Los elementos menores (<1% en peso) y trazas (<0,1% en peso) se encuentran en cantidades menores a las 1000 partes por millón, a excepción del cobre (Cu), zinc (Zn), titanio (Ti), fósforo (P) y manganeso (Mn), que exceden estos valores con concentraciones promedio de 7935,7 ppm; 5042,3 ppm; 2813,3 ppm; 2347,8 ppm y 2095,5 ppm respectivamente.

Por otro lado, torio (Th), niobio (Nb), galio (Ga), talio (Tl), oro (Au), itrio (Y) y cadmio (Cd), poseen una abundancia promedio menor a 20 ppm, y se encuentran de forma aislada en menos del 50% de las muestras estudiadas.

Por lo demás, se determina que el Tranque de Relaves N°1 presenta una ley media de Cu del 0,8%, variando localmente en algunas muestras a 1%, lo cual se prevé muy alta y es producto del efecto de la normalización en FRX mencionada anteriormente.

El importante destacar que para realizar los cálculos evitando errores de aproximación se utilizaron porcentajes con dos decimales, pero para términos prácticos y significativos solo es recomendable utilizar un decimal.

**Tabla 4.11. Concentración en ppm para elementos menores y trazas obtenidos para el Tranque de Relaves N°1.**

ppm	A_2,0-3,0	A2_0,5-1,0	A4_0,5-1,0	A4_4,0-5,0	B_5,0-6,0	C_1,0-2,0	C_4,0-5,0	D_3,0-4,0	D_4,0-5,0	$\bar{X}$
<b>P</b>	1649,59	3360,28	2963,16	1741,24	1248,10	5411,36	1195,74	2640,22	920,80	2347,83
<b>Cl</b>	237,00	350,00	304,00	296,00	185,00	147,00	315,00	290,00	283,00	267,44
<b>Ti</b>	2401,99	3444,25	3000,99	2815,30	2198,33	2929,11	2366,05	3594,00	2569,71	2813,30
<b>V</b>	0,00	299,71	233,04	170,86	197,19	0,00	157,42	0,00	0,00	117,58
<b>Cr</b>	971,71	110,86	148,49	504,33	841,69	896,43	1005,92	366,10	745,89	621,27
<b>Mn</b>	2764,97	1928,51	2091,15	4066,13	2176,35	1425,08	1401,85	1254,69	1750,37	2095,46
<b>Co</b>	308,40	332,56	65,38	183,33	220,29	219,58	439,86	188,31	329,01	254,08
<b>Ni</b>	68,36	55,79	64,44	45,58	61,29	73,08	76,22	51,86	86,44	64,78
<b>Cu</b>	7158,14	7198,09	3842,71	5999,74	7597,54	8388,45	9746,58	10545,48	10944,93	7935,74
<b>Zn</b>	5495,26	727,08	731,90	3904,52	4241,95	7335,04	9239,10	3824,18	9881,82	5042,32
<b>Ga</b>	0,00	19,34	0,00	0,00	0,00	17,11	6,70	0,00	0,00	4,79
<b>As</b>	471,32	178,62	142,77	381,36	369,63	374,84	444,60	360,50	490,88	357,17
<b>Rb</b>	37,48	52,10	46,62	42,05	46,62	41,13	30,17	44,79	26,51	40,83
<b>Sr</b>	175,88	189,41	243,53	160,66	204,64	142,91	208,86	208,86	223,24	195,33
<b>Y</b>	0,00	22,05	18,90	24,41	0,00	0,00	0,00	26,77	0,00	10,24
<b>Zr</b>	82,91	105,12	162,13	87,36	74,77	89,58	5063,65	105,12	82,17	650,31
<b>Nb</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	15,38	0,00	0,00	0,00	1,71
<b>Mo</b>	377,96	52,66	0,00	380,63	443,29	2339,77	0,00	305,97	679,93	508,91
<b>Cd</b>	0,00	0,00	0,00	23,64	0,00	0,00	0,00	128,68	0,00	16,92
<b>Sb</b>	648,19	0,00	0,00	283,17	405,96	479,46	603,09	239,73	659,05	368,74
<b>Ba</b>	651,17	1128,58	850,02	828,52	1218,15	566,08	876,89	838,38	1200,24	906,45
<b>W</b>	428,22	319,58	0,00	137,98	257,73	395,71	455,18	429,01	406,81	314,47
<b>Tl</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	50,62	0,00	0,00	5,62
<b>Au</b>	79,73	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	8,86
<b>Pb</b>	729,64	173,59	88,19	552,34	536,56	1847,32	1336,75	617,32	1596,68	830,93
<b>Th</b>	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	1,76	0,20

Los principales componentes de las muestras estudiadas son  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{SO}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  y  $\text{K}_2\text{O}$ , destaca la presencia de  $\text{CaO}$  en concentraciones llamativamente altas en alguno de los especímenes, debido a la mineralogía de la materia prima usada en la fundición (skarn y escorias procesadas) y, por otra, al diseño y al nivel de control del proceso metalúrgico. La sílice en esa combinación tiene la condición ácida, que además, también la tiene la alúmina, si su proporción es comparable a la de la sílice. Mientras los otros componentes tiene el carácter básico.

El carácter ácido o básico de las escorias se puede evaluar según los índices de basicidad ( $I_b = \text{CaO} + \text{MgO} / \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ ) y de basicidad simple ( $I_{bs} = \text{CaO} / \text{SiO}_2$ ) (Angiolani, 1960). Si el grado o índice de basicidad y basicidad simple es igual a uno, la escoria será neutra, si es mayor que uno, es básica, y si es menor, será ácida (López, 2008).

En la Tabla 4.12. se pueden observar los  $I_b$  e  $I_{bs}$  de las nueve muestras de escoria analizadas.

**Tabla 4.12. Índice de basicidad (Ib) y basicidad simple (Ibs) para las muestras de escoria analizadas.**

Muestra	A_2,0-3,0	A2_0,5-1,0	A4_0,5-1,0	A4_4,0-5,0	B_5,0-6,0	C_1,0-2,0	C_4,0-5,0	D_3,0-4,0	D_4,0-5,0
<b>Ib</b>	0,20	0,22	0,42	0,25	0,15	0,17	0,21	0,13	0,21
<b>Ibs</b>	0,17	0,22	0,47	0,23	0,14	0,17	0,21	0,11	0,21
<b>Carácter</b>	Ácido	Ácido	Ácido	Ácido	Ácido	Ácido	Ácido	Ácido	Ácido

Las nueve muestras de escoria presentan un índice de basicidad y basicidad simple menor a 1, por tanto estas se pueden clasificar como escorias ácidas



## 5. Análisis y Discusión de Resultados

El Tranque de Relaves N° 1 perteneciente a la Ex- Planta La Cocinera, debe su constitución física, química y mineralógica, principalmente a un efecto de carácter relacionado a diversos fenómenos que recaen tanto en la historia desde su formación, por los diversos distritos que aportaron material, como en los cambios internos que desde entonces y hasta el día de hoy ha sufrido. Luego de presentar los resultados de cada una de las técnicas empleadas para el estudio de las nueve muestras, es preciso unificar de forma crítica estos mismos con el propósito de obtener una óptima apreciación del material analizado, y así desarrollar una consistencia adecuada en las conclusiones.

Este tranque data desde la explotación del yacimiento Panulcillo a principios del siglo XIX siendo utilizado únicamente como depósito de material de descarte, en la extracción del cobre, por diversas compañías (Panulcillo, La Cocinera, La Condesa y La Inagotable) que producían tanto óxidos como sulfuros de cobre (González, 1954), además de la utilización de escorias trabajadas en las fundiciones de Paipote y Ventanas.



### 5.1. Historia

González (1954) destaca que La mina Panulcillo y La Cocinera, fueron trabajadas desde antes de principios del siglo XIX, por la Compañía Minera "Central Chili Copper Mining Co. Ltd". Esta compañía instaló en Panulcillo un establecimiento de fundición, que aprovechaba como fundentes los minerales extraídos de la mina, al mismo tiempo utilizaban materiales de excelentes propiedades escorificadoras, como es la roca de granate y la caliza marmolizada. La fundición trataba minerales comprados a las minas de los alrededores y minerales propios. Estos últimos no pasaban en 1873 de 100 toneladas diarias, cuyas leyes fluctuaban entre un 4-5%. Diez años antes, la mina entregaba 200 toneladas diarias. La fundición consistía en 10 hornos de reverbero y 4 hornos de soplete. El mismo año trataba aquel establecimiento 240 toneladas diarias de carga. El eje producido tenía leyes del 45% de cobre y la producción de eje fluctuaba entre 400 y 500 toneladas mensuales.

El mineral trabajado correspondía a las minas de Panulcillo Alto, Bajo y la Asunción, las cuales poco después de la Primera Guerra Mundial, en 1919 se vieron paralizadas, principalmente debido al bajo precio del cobre después del conflicto. Durante este mismo año las minas pasaron al poder del Banco Anglo de Coquimbo, quienes las trabajaron por un periodo de 6 años, donde nuevamente paralizaron sus funciones. Luego estos yacimientos cupríferos fueron adquiridos por la Compañía Minera de Tocopilla, la cual trabajó los minerales de desmonte de Panulcillo y Condesa en la Planta La Cocinera, manteniéndose hasta 1944, debido a la disminución de las leyes de los minerales y a dificultades de recuperación metalúrgica (crisis de 1945). Es importante destacar que durante los primeros años de funcionamiento de ésta planta las escorias obtenidas en el proceso de fundición no fueron vertidas en el Tranque de Relaves N°1, si no que éstas fueron exportadas a Inglaterra para su reprocesamiento.

El 28 de diciembre de 1959, se constituyó en Santiago de Chile la Compañía Minera Panulcillo S.A., la cual nace por aportes de la sociedad pactada entre la Compañía Minera de Tocopilla y particulares, poniendo en marcha nuevamente la antigua Planta La Cocinera, que data hasta 1999.

El descarte minero se depositó de forma continua desde 1959 hasta 1997, donde entra en operación el segundo tranque de la Ex- planta La Cocinera.

A partir de lo anterior es importante destacar el rol fundamental de la herencia en la caracterización de este tranque tanto en la dinámica mineralógica como química. El material parental extraído y depositado en el lugar, derivaría principalmente del yacimiento Panulcillo, cuya mineralización ocurre en dos etapas: prógrada (caracterizada por precipitación de calcopirita, pirita y esfalerita) y supérgena (oxidados de cobre) explotado desde principios del siglo XIX, comprendiendo las minas Panulcillo Alto, donde se extraían principalmente óxidos de cobre; Panulcillo Bajo, por sulfuros de cobre y por último la mina Asunción, explotada también por óxidos del mineral rojo.

## **5.2. Granulometría**

A partir del análisis granulométrico, se puede percibir que en general este relave posee grano tamaño arena muy fina, lo cual dificulta la descripción macroscópica de la mineralogía, pudiéndose



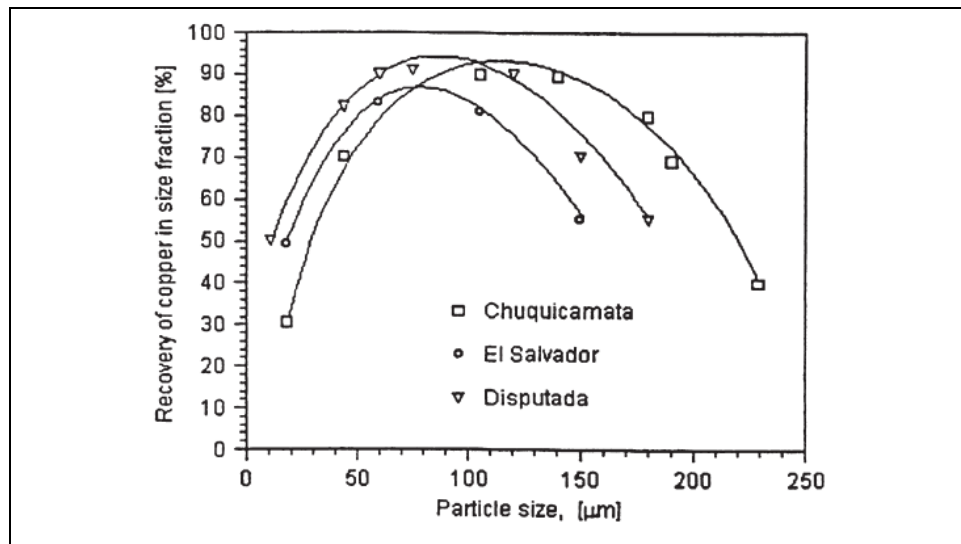
diferenciar cuarzo, magnetita, calcita, óxidos de hierro y excepcionalmente pirita, galena y oxidados de cobre.

En general los resultados de granulometría obtenidos se correlacionan bien con los contenidos de humedad encontrados en los análisis de terreno, clasificando al Tranque N°1 como el de mayor granulometría y menor humedad (en comparación a los relaves menos antiguos que lo acompañan) al tener porcentajes altos de granos tamaño limo y arena muy fina y bajos porcentajes de fracción argílica.

Es importante destacar que este relave presenta características granulométricas que harían factible la recuperación de minerales económicamente rentables, debido a su tamaño de arena muy fina e incluso limosa. Cabe destacar que el tamaño granulométrico del material estudiado es de suma importancia debido a que está estrechamente relacionado con la recuperación de minerales valiosos, en el proceso de flotación, que es una de las técnicas económicamente más rentables y superior en comparación con otras empleadas en la recuperación de cobre contenido en las escorias (Rao & Nayak, 1992; Piret, 2000; Sommerville *et al.*, 2000 en Valderrama *et al.*, 2018).

El tamaño de partícula es un parámetro importante en el proceso de flotación. En la literatura se pueden encontrar diversas publicaciones que reportan el efecto de este parámetro en la recuperación mineral. Wyslouzil *et al.*, (2009) indican que la eficiencia del proceso de flotación se ve impactada negativamente cuando se opera en los extremos, es decir, con partículas finas (<10  $\mu\text{m}$ ) o con partículas gruesas (>250  $\mu\text{m}$ ).

Bulatovic (2007) presenta un estudio elaborado en tres plantas concentradoras de Sudamérica (Fig.5.1.). Se exhibe la influencia del tamaño de partícula en la recuperación de cobre. Se observa que en las fracciones de partículas finas (<20  $\mu\text{m}$ ) la recuperación desciende a valores inferiores a un 50%, mientras que por el otro extremo, en partículas gruesas (>150  $\mu\text{m}$ ) la recuperación de cobre también es menor al 50%. Lo mismo es mencionado por Ata & Jameson (2013), quien indica que la recuperación de partículas mayores a 150  $\mu\text{m}$  es deficiente cuando se utiliza celdas convencionales, a pesar que dichas partículas pudiesen estar adecuadamente liberadas para ser flotadas.



**Figura 5.1.** Porcentaje de recuperación de cobre de acuerdo a fracciones de tamaños de partículas en diferentes concentradoras. Extraído de (Bulatovic, 2007)

De acuerdo a la figura anterior lo más óptimo para la recuperación por flotación sería realizar este proceso con partículas de tamaño entre 40  $\mu\text{m}$  – 130  $\mu\text{m}$ . Los análisis de difracción láser nos permiten obtener los valores de la granulometría predominante basada en el D80 de las nueve muestras estudiadas, lo que arroja un valor promedio de 120  $\mu\text{m}$ , que se presentaría dentro del rango aceptable para una buena recuperación.

### 5.3. Química y Mineralogía

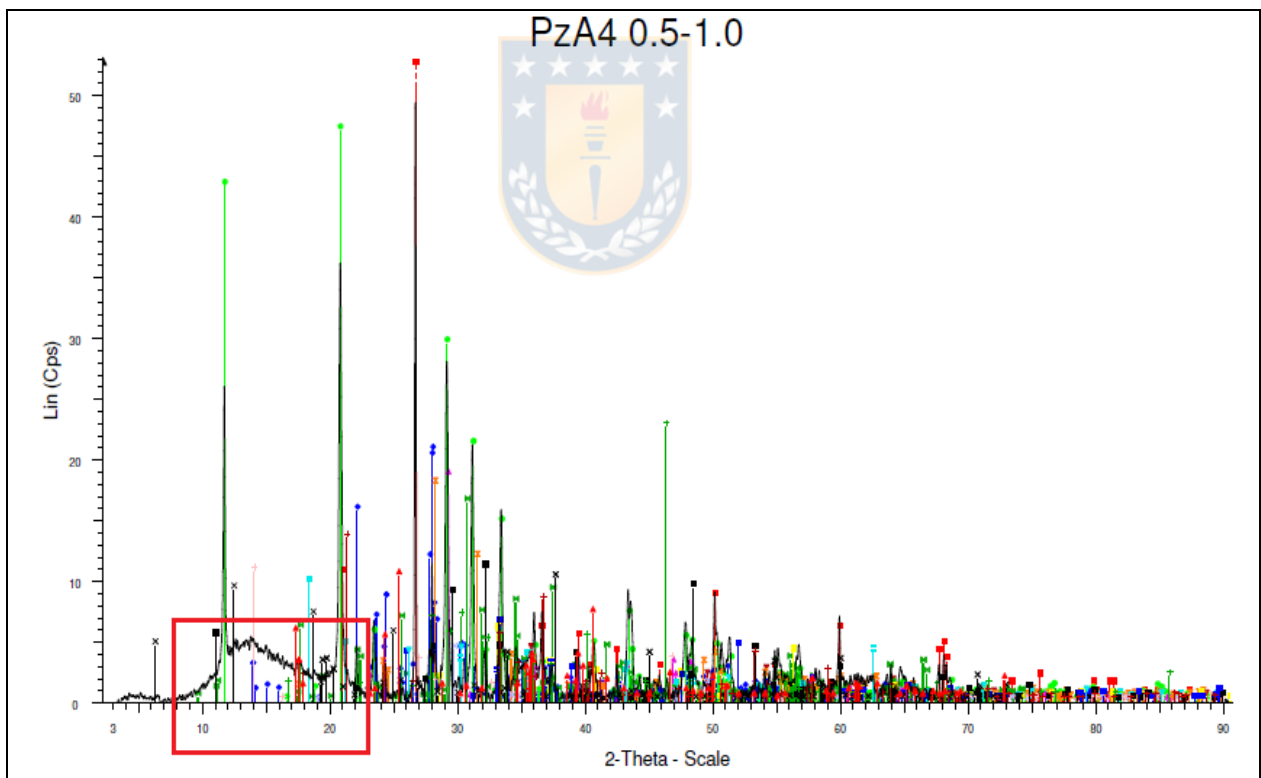
Los diferentes estudios de laboratorio realizados, permitirán detallar la química de los elementos mayores y trazas, además de asociarlos a la mineralogía presente.

De la observación macroscópica a lupa y la información obtenida por DRX para relave total se desprende que los principales minerales que componen este embalse corresponden en gran parte a silicatos, como cuarzo, clorita, diópsido, fayalita, ortoclasa, epidota, albita, grosularia, biotita, ferrosilita, muscovita, talco e illita; sulfuros tales como pirita, marcasita, calcopirita, bornita, covelina, esfalerita, pirrotina, galena y digenita; óxidos en los que se encuentran hematita,

magnetita, goethita, espinela y rutilo; sulfatos como yeso, baritina, epsomita y jarosita; y por ultimo algunos carbonatos como azurita y calcita.

Además con los datos otorgados por la DRX se puede obtener información de la estructura mineralógica del material estudiado, considerando las fases principales presentes en las escorias de cobre, poniendo especial énfasis en la forma de los difractogramas que estas construyen (Nazer *et al.*, 2016).

Todas las muestras exhiben estructuras cristalinas, conformadas principalmente por cuarzo, fayalita, albita, clorita, calcita, yeso, piritita, calcopirita y bornita, entre otros, con ciertas características amorfas puntuales (Fig. 5.2.), que se pueden observar en la desviación de la línea base en algunos intervalos del eje x (Nazer *et al.*, 2016).



**Figura 5.2.** Difractograma de la escoria A4\_0.5-1.0, obtenido de los análisis de DRX. Se destaca en cuadrícula roja la zona puntualmente amorfa de la muestra en cuestión.

La cristalinidad es un común denominador de todas las estructuras mineralógicas presentes en las muestras estudiadas, así como también la composición de estas que difiere muy poco. Todas

presentan en diferente medida desviaciones de su línea base, existiendo así segmentos con características de sólidos amorfos. Clara ejemplificación de esto, se puede observar en la figura anterior, donde en el intervalo  $8 - 23^\circ 2\theta$  la línea base se desalinea notoriamente. La estructura amorfa de una escoria de cobre nos indica que ésta posee una elevada capacidad para reaccionar con el hidróxido de calcio y así formar compuestos hidráulicos (reactividad puzolánica) en comparación con una de estructura solamente cristalina, por lo tanto, puede ser considerada como un material con propiedades cementantes interesantes por estudiar (Nazer *et al.*, 2016).

La fracción argílica se constituye de clorita, mica/illita, esmectita y en algunos casos puntuales de corrensite.

La información química obtenida por FRX, se exhibe conforme a lo esperado según esta misma mineralogía. En los elementos mayores encontrados destacan el  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{SO}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$  y  $\text{K}_2\text{O}$ , la mayoría de estos se expresan mineralógicamente en fases tales como cuarzo, albita, fayalita, clorita, esfalerita, granates cálcicos (grossularia), calcita, magnetita, ortoclasa, entre otros, pero principalmente deben su expresión a un carácter acentuado por la herencia, debido a la tecnología de extracción aplicada al material.

En la planta de tratamiento de la faena La Cocinera desde 1987 se producía la recuperación de oxidados de cobre, mediante pilas de lixiviación (Ramírez, 2015). Pero es mucho antes de esto, con la Panulcillo Copper Company, que se destacó el proceso de pirometalurgia, de elementos sulfurados, relacionado estrechamente con el tipo de material dispuesto en nuestra área de estudio, y que como se sabe corresponde al relave más antiguo de la faena. Con la extracción de elementos sulfurados se obtenían concentrados que eran fundidos para separar de este a la escoria (desecho sólido). Se aprovechaban como minerales fundentes los de caracteres piritosos, extraídos de las minas de Panulcillo y por las excelentes propiedades escorificadoras de las rocas de granate y calizas (González, 1954).

La etapa de fundición mencionada también conocida como pirometalurgia, se caracteriza por trabajar con hornos a altas temperaturas. El material que conforma este tranque corresponde casi en su totalidad a escoria y un poco de skarn. En el caso de la Ex-Planta La Cocinera, la fundición

de los minerales provenientes de las minas Panulcillo y La Cocinera era realizada por medio de hornos de reverbero, material de desecho que no fue depositado en el relave estudiado, por lo que la escoria presente correspondería a las traídas desde las fundiciones Paipote y Ventanas, que resultaron de procesos similares. Esto nos permite reconocer una composición mineralógica característica para las escorias de cobre que se forma a partir de los óxidos contenidos en la carga del horno y de los óxidos de hierro que se producen por la oxidación durante el proceso pirometalúrgico (Tabla 5.1.). Su composición depende de la naturaleza de los minerales, de los concentrados, de los fundentes, de las condiciones de operación y de otros diversos factores (Sepúlveda, 2006). Según la literatura, los óxidos fundamentales que se presentan en la escoria corresponden a óxidos de hierro, silicio, aluminio y calcio (Biswas & Davenport, 1994; Orizola, 2006; Almeida et al., 2007; Al-Jabri et al., 2011).

**Tabla 5.1. Óxidos fundamentales que componen las escorias de fundición según Biswas & Davenport (1994).**

Óxidos	Concentración (%)
SiO <sub>2</sub>	35-40
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	30-40
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Hasta 10
CaO	Hasta 10

Los resultados obtenidos en FRX para elementos mayores, concuerdan con la información anteriormente señalada, destacando los altos porcentajes de esos óxidos en las nueve muestras analizadas, donde SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y CaO presentan porcentajes promedios de 38,84%; 29,09%; 9,20% y 7,84% respectivamente. Las escorias están compuestas predominantemente por óxidos de hierro y silicio y tienen alto contenido de CaO debido a la mineralogía de la materia prima usada en la fundición (Skarn) y, por otra, al diseño y al nivel de control del proceso metalúrgico. La composición química de las escorias de cobre varía con el tipo de horno usado (Shi & Qian, 2000), el proceso metalúrgico y la composición del concentrado (Jun-wei, 2013).

Otro punto relevante es que todas las muestras de escorias estudiadas son ácidas, presentando un índice de basicidad  $IB = (CaO + MgO) / (SiO_2 + Al_2O_3) < 1$  (Angiolani, 1960; López 2008), lo que se condice con los altos índices de óxidos ácidos, tales como SiO<sub>2</sub> y Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, en la composición química de las muestras. La basicidad de las escorias permite conocer la relación entre la cantidad de óxidos

básicos y ácidos que la forman y caracteriza la capacidad de las mismas de absorber y de retener las impurezas del metal (Smirnov, 1984). La cantidad de óxido de silicio en las muestras de escoria, hacen de ellas un material con características ácidas. Sin embargo a pesar de su condición no son de las más ácidas, pues poseen valores moderados (38,84% de SiO<sub>2</sub>) comparadas con otras de su tipo.

#### **5.4. Valorización de la Escoria de Cobre**

La CONAMA define escoria como una mezcla de óxidos de hierro y silicatos u otros compuestos producidos durante el proceso de fusión y conversión de concentrados sulfurados, que no se realimenten directamente a ninguna operación unitaria considerada en la fuente emisora y que es descartada para su disposición final en botaderos o para su posterior tratamiento en una unidad de procesamiento de minerales.

En cuanto a las legislaciones existentes para la emisión de residuos sólidos mineros, se puede decir que se trata en términos generales lo concerniente a residuos sólidos en la Ley N° 19.300, sobre bases generales del medio ambiente, sin establecer una normativa específica. Esto se debe a que no establece una definición de alcance general de lo que se entiende por residuo. El código sanitario, que data de 1967, ha señalado que es necesario elaborar reglamentos que fijen las condiciones de saneamiento y seguridad relativas a la acumulación, selección, industrialización, comercio o disposición final de residuos mineros.

Los residuos mineros son los que cuentan con una mayor cantidad de normas y permisos específicos, donde los que son de directa importancia para el presente trabajo son aquellos permisos relacionados con los depósitos de botaderos. Este permiso está descrito en el artículo 86 del SEIAIII, el que alude al artículo 318 del D.S. N°72/85 del Ministerio de Minería, reglamento de seguridad minera y los permisos para evacuar, tratar o disponer residuos industriales, descrito en el artículo 91° del SEIA, el que alude al artículo 71° letra b) del Código Sanitario, donde se estipula que corresponde al Servicio Nacional de Salud aprobar los proyectos relativos a la construcción, reparación, modificación y ampliación de cualquier obra pública o particular destinada a construcción, modificación y ampliación de cualquier obra destinada a la evacuación, tratamiento

o disposición final de residuos industriales o mineros (Cochilco, 2012). A pesar de que existen legislaciones que regulan el almacenamiento adecuado de las escorias de fundición posterior a su procesamiento, estas legislaciones no contemplan la revaloración, recuperación, reutilización ni reciclaje de las escorias, lo que contribuiría a la descontaminación del medio ambiente.

Valorizar las escorias derivadas del proceso de fundición de concentrados de cobre, para obtener estándares de valor comercial en el mercado nacional, a través del manejo de tecnologías de minería secundaria basadas en separación y/o concentración de los constituyentes es un tema que ha sido objeto de múltiples investigaciones. Con esto, por un lado, se aprovecha la oportunidad de utilizar un subproducto con una alta proporción de constituyentes económicamente rentables en el mercado y que hace algún tiempo eran considerados desechos; y por otro, remedia un problema de gestión de desechos, disminuye costos y permite mejorar la imagen ambiental de las empresas mineras.

#### **5.4.1. Usos Alternativos para la Revaloración de la Escoria de Cobre**

Hoy en día la utilización de escorias de cobre de fundición en el país es muy baja debido principalmente al poco conocimiento que se tiene sobre el material, pero actualmente es una preocupación latente para el gobierno, como para la industria minera debido al impacto medioambiental que está produciendo. Entendiendo lo anterior, es que se han ido creando diversos usos alternativos para este residuo.

##### **5.4.1.1. Obtención y Recuperación de Metales Valiosos**

Actualmente existen una serie de estudios que buscan reciclar la escoria a través de diversas técnicas entre las que se puede mencionar los procesos pirometalúrgicos, hidrometalúrgicos y procesos mixtos, que buscan la recuperación de metales que se encuentran en la composición de la escoria, y que hasta el momento no son recuperados, con esto se podría generar una posibilidad económica y de mejoramiento ambiental considerable.

Al poseer este tranque una granulometría con un **P80 promedio de 120,6  $\mu\text{m}$** , existe la posibilidad de realizar una recuperación de metales con interés económico por medio de técnicas de minería



secundaria como la flotación (Bulatovic, 2007), que permitirán valorizar las escorias y así ver su rentabilidad. Todo esto estaría sujeto al grado de liberación que presentan los minerales de interés económico; sin embargo esto quedaría abierto a estudios de índole geometalúrgico con el uso de mineralogía automatizada.

Producto de los análisis de FRX destacan diversos minerales metálicos tales como Cu, Zn, y Fe, los cuales han sido estudiados por diversos autores para la realización de metodologías efectivas en la recuperación de estos.

La separación y recuperación de cobre en las escorias a través del proceso flotación es considerada como el proceso más efectivo tanto técnica como económicamente (Rao & Nayak, 1992; Piret, 2000; Somerville *et al.*, 2000, todos en Valderrama *et al.*, 2018), la cual puede verse mejorada aún más mediante la disminución del tamaño de las partículas flotadas a 45  $\mu\text{m}$  y la adición de reactivos que incluyen xantatos, ditiofosfatos, mercaptobenzotiazol, tionocarbamatos, ácidos grasos, sulfuros y sulfatos, que mejoran la hidrofobicidad del cobre o de minerales de cobre como bornita, digenita, calcosina y calcopirita (Sibanda, 2020).

Se reconoce además la recuperación de cobre y zinc desde escorias de fundición a través de un proceso hidrometalúrgico complejo que incluye la lixiviación con ácido sulfúrico de viejos relaves de pirita para producir una solución de lixiviación con contenido férrico; seguido de lixiviación férrica de relaves de flotación de escoria de cobre con la solución cargada de metales de la primera lixiviación (Muravyov *et al.*, 2014).

Por último, el material depositado en los tranques de relave presenta leyes de hierro que varían de 10% a 60%, dependiendo del tipo de mineral tratado y de la tecnología de tratamiento de los minerales, lo que los hace interesantes desde el punto de vista de la recuperación de este mineral (Valderrama *et al.*, 2014). El precio del hierro hasta el 1 de octubre del año 2020 ascendía US\$ 123,47 la tonelada métrica seca en el mercado internacional (Fastmarkets MB), lo que permite señalar a la recuperación de hierro como una de las más rentables en relación a las cantidades de éste metal en las muestras estudiadas que varían entre 18% y 47%, pudiendo ser una buena alternativa reprocesar el Tranque de Relave N°1. Valderrama *et al.*, (2014) desarrollan un circuito

de concentración magnética modificada de baja intensidad para tratar relaves producidos en el tratamiento de minerales de cobre.

En el caso del reaprovechamiento de los relaves para la extracción de metales de interés, adicional al estudio del potencial de reducción del riesgo ambiental que este proceso representa, se debe considerar, que dicho reaprovechamiento conjuntamente con la reutilización de relaves produce una disminución del volumen final de los residuos, que deberán ser reubicados en el mismo o en otro emplazamiento, y que los residuos finales tendrán un contenido metálico menor y por tanto menos toxicidad, facilitando la ejecución de cierres técnicos y restauración ecológica de dichos emplazamientos. Cabe señalar que entre los aspectos a considerar en dicha restauración están: limpiar, nivelar y revegetar los terrenos afectados, rellenando las áreas deprimidas, buscando reproducir las geoformas naturales y asegurando su estabilidad física. Los proyectos de reaprovechamiento de minerales, desde la perspectiva de beneficios ambientales, debido a la reducción de elementos potencialmente tóxicos, y la restauración ecológica al cierre de la operación, son bastante atractivos desde el punto de vista de sostenibilidad, contribuyen con el suministro de materia prima disminuyendo la extracción primaria, previniendo por tanto el agotamiento acelerado de los recursos naturales.

#### **.5.4.1.2. Material de Construcción**

La elaboración de productos de valor agregado como materiales abrasivos, tejas, vidrio, carreteras, balasto ferroviario y pavimentos asfálticos, es también una de las opciones de manejo de estos desechos mineros. Una de las mayores aplicaciones potenciales para la reutilización de escoria de cobre es la producción de cemento y hormigón. Existen numerosas investigaciones sobre el uso de escoria de cobre en la producción de cemento, mortero y hormigón como materias primas para clínker, reemplazo de cemento, agregados finos y gruesos, sirviendo para el mejoramiento en la tecnología de la construcción de carreteras (Wang & Emery, 2004). El uso de escoria de cobre en cemento y hormigón proporciona beneficios ambientales y económicos potenciales para todas las industrias relacionadas, particularmente en áreas donde se produce una cantidad considerable de escoria de cobre.

La producción de cemento portland convencional es un proceso que consume mucha energía y a la vez genera mucha contaminación por los altos niveles de CO<sub>2</sub> que este genera (Shi *et al.*, 2008), por tanto, al usar escoria de cobre como reemplazo parcial del cemento, se ahorrarán cantidades sustanciales de energía requerida para la producción porque su uso solo requiere molienda. Los hormigones con escoria, presentan una resistencia mayor que los hormigones convencionales debido a la alta densidad de la escoria de cobre (Caliskan & Behnood, 2004; Shoya *et al.*, 1997; Ayano & Sakata, 2000; Hwang & Laiw, 1989 en Shi *et al.*, 2008). Pueden ser clasificados como hormigones pesados. En ingeniería se necesita en ocasiones, disponer de estructuras de la mayor densidad posible, para lo cual los hormigones pesados de escoria proveen una solución económica. Se han reportado algunos efectos negativos como el retraso del tiempo de fraguado, especialmente cuando solo se ha usado escoria de cobre como agregado fino en la fabricación de concreto, puesto que, partículas de tamaño 0.15 mm eran insolubles y por tanto eliminadas durante el lavado del concreto (Ayano & Sakata, 2000 en Shi *et al.*, 2008). Sin embargo, el efecto de la escoria fina de cobre sobre el tiempo de fraguado disminuyó aumentando los tiempos de lavado (Shi *et al.*, 2008). Es importante conocer el comportamiento de las escorias de cobre durante el movimiento del agua hacia la superficie del concreto recién colocado (sangrado del concreto), que permite el asentamiento de los sólidos más pesados, y es lo que le entrega resistencia al material. Cuando el sangrado es excesivo, se obtiene un concreto de características poco duraderas, debido a lo frágil de la capa superior por exceso de humedad (Shi *et al.*, 2008). La cantidad de sangrado del concreto elaborado con escoria de cobre es comparativamente menor que el elaborado con arena natural, debido al gran peso específico y las propiedades puzolánicas por la estructura amorfas de las escorias (Hwang & Laiw, 1989 en Shi *et al.*, 2008). Además la contracción del cemento que contiene agregado fino de escoria es similar o incluso menor que el convencional (Hwang & Laiw, 1989; Ayano & Sakata, 2000 en Shi *et al.*, 2008).

Si se estimara conveniente recuperar los residuos de la escoria, para este uso en particular, se tendría una importante cantidad de pasivo minero disponible para la construcción, puesto que en la Ex-Planta la Cocinera se tienen 1.370.000 toneladas de material (SERNAGEOMIN, 2020).

## **5.4.2. Riesgos Ambientales Asociados al Tranque de Relaves**

Los depósitos de relaves generan riesgos por diversas causas, las que pueden clasificarse en sísmico, hidrogeológico, generación de polvo, contaminación del suelo, uso alternativo del terreno, consumo de agua y fallas en el sistema de disposición (Lagos, 1997 en López *et al.*, 2003).

Muchos son los riesgos asociados a estos cuerpos de descarte minero, en nuestro caso particular posterior al análisis químico de las muestras y de acuerdo a determinados autores se identificaron algunos de ellos, relacionados principalmente a la presencia de elementos menores y trazas que en concentraciones altas perjudican la salud, y también a la generación de material particulado contaminante.

Los análisis realizados a las muestras de escoria han identificado elementos como cobre, hierro, calcio, magnesio, sodio, potasio, sulfatos, en su composición. Además se han detectado trazas de fósforo, titanio, manganeso, zinc, arsénico, cadmio, molibdeno, plomo, entre otros. El grado de riesgo real de estos elementos se puede determinar mediante extracciones secuenciales, ya que el contenido total que se presenta en esta memoria de título es solamente un indicador inicial. La extracción de un elemento por lixiviación ya sea con agua, ácido diluido, solución de suelo, etc, indica la fracción de un elemento que se solubiliza bajo determinadas condiciones.

### **5.4.2.1. Riesgo Hidrogeológico**

Este tipo de riesgo puede dar lugar a distintos tipos de efectos tales como arrastre de desechos y residuos producido por lluvias, crecidas de ríos y avalanchas, acidificación de las aguas, solubilización de metales, arrastre de sedimentos y contaminación de aguas subterráneas. Todos ellos impactan de formas diferentes el medio ambiente contaminando, por ejemplo, aguas y suelo. Esto puede suceder, por ejemplo, debido a la incorporación de relaves a los cursos de aguas (ríos, lagos u océanos, fuentes de abastecimiento de agua potable, recursos para la agricultura y la recreación); inestabilidad en las instalaciones por la erosión de los muros, e; incorporación y disolución de metales pesados en las aguas, alterando del hábitat de los cursos de agua superficial o percolando las aguas subterráneas.

El sector estudiado está situado a 5 km de Ovalle, muy cerca del estero El Ingenio, un afluente secundario que se junta con el Río Limarí, inmediatamente después de la ciudad de Ovalle que coincide con la apertura del valle y con la gran mayoría de los campos agrícolas. Dicho de otro modo, por su ubicación las contaminaciones de este pasivo minero podrían tener efectos negativos para toda la producción agrícola de la región.

Según Astudillo (2011) dada la ubicación de esta ex faena minera, es muy probable que los desechos mineros pudieran tener efectos negativos en la producción agrícola de la zona, puesto que, podrían presentar infiltraciones de metales pesados a los suelos y acuíferos que están en contacto directo con el estero (Fig. 5.3.). Los centros poblados de Lagunillas, Guindo Alto y Sotaquí, por encontrarse a menos de dos kilómetros de este relave minero y a una cota inferior concentran los mayores riesgos ambientales, todo lo anterior por encontrarse aguas debajo del sector de estudio. El estudio de Astudillo (2011) muestra una clara diferencia geoquímica en los sedimentos que se encuentran aguas arriba y aguas abajo de la ex planta. La composición geoquímica que representa a una muestra tomada inmediatamente aguas abajo de la Ex-Planta La Cocinera se caracteriza por presentar un incremento en la concentración de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , Bi, Cu, Co, Ni, Sb, Ag, Au y Hg, destacándose el caso del Cu que además supera el valor máximo medioambiental PEC, que corresponde a la concentración ambiental esperada, que en este caso por la OMS corresponde a 2 mg/l. Con excepción del  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  y del Co, dichas concentraciones no se mantienen elevadas a lo largo del curso del estero, sino que disminuyen rápidamente a valores normales (Astudillo, 2011). Con lo anterior se puede decir que el fenómeno observado tiene una dispersión local y que su origen se relaciona por sobre todo a la actividad del Tranque de Relaves N°1.

#### **5.4.2.2. Riesgo por Generación de Polvo.**

La generación de polvo se produce debido a que el tamaño de las partículas de los relaves las hace propensas a la erosión eólica. Este fenómeno se presenta con mayor fuerza en depósitos abandonados como es el caso del Tranque de Relaves N°1 tiene una gran cantidad de polvo en su parte superior (UDP, 2009). Las partículas suspendidas son tan finas que pueden ser inhaladas y pasar al sistema respiratorio, causando daños importantes. Por ejemplo, la sílice o polvo silicio (óxido de silicio o dióxido de silicio), propio de una faena minera, y componente que se encuentra

en abundancia en el relave estudiado puede producir silicosis y enfermedades asociadas para las personas que habitan en localidades aledañas al sector (Ramírez, 2013). Cabe destacar que el material particulado compuesto por sílice puede generar tales problemas si se encuentra en partículas pequeñas menores a  $10\ \mu\text{m}$  (PM2.5), las muestras estudiadas presentan entre un 5-10% de partículas con tamaños menores a  $10\ \mu\text{m}$ .

El polvo en suspensión provoca además daños físicos directos a las plantas e impide parcial o totalmente el proceso de fotosíntesis. También reduce la fecundación de las flores, el rendimiento y la calidad de los árboles frutales y plantas de cultivo.



**Figura 5.3.** Planta La Cocinera en Estero Ingenio. Se evidencia una estrecha interacción entre agricultura y minería: pilas de lixiviación y relaves mineros a escasa distancia de centros agrícolas (Astudillo, 2011).

### 5.4.2.3. Riesgo Sísmico

Su impacto está directamente relacionado con el tamaño, diseño y construcción del tranque y las características del lugar dónde se ubica el depósito, obviamente dependiendo de la magnitud del sismo. Este riesgo se evalúa a través de la estabilidad de los taludes y el riesgo de licuefacción.



Ante un evento sísmico puede ocurrir la contaminación de cursos de agua, afectando a zonas agrícolas e incluso producir víctimas humanas (López *et al.*, 2003).

La planta La Cocinera, presenta antecedentes históricos de eventos catastróficos como el del terremoto del 14 de octubre de 1997 (Fig. 5.4.), cuando se produjo una falla por licuefacción y deslizamiento en uno de sus tranques de relave (Espinace & Villavicencio, 2004).



**Figura 5.4.** Tranque de Relaves N°1. Licuefacción y deslizamientos por efectos del sismo del 14 octubre 1997 (Espinace & Villavicencio, 2004)

Resumiendo, se identificaron tres riesgos, de los cuales dos de ellos corresponden a contaminaciones directas, en la parte superior la gran cantidad de polvo acumulado que puede dar pie a una contaminación eólica. Mientras que en la parte inferior del relave, se han producido infiltraciones de metales en el suelo y en los acuíferos que están en directo contacto con el estero El Ingenio (Astudillo, 2011).

Estos riesgos y otros vinculados al sector se esquematizan en la Figura 5.5.



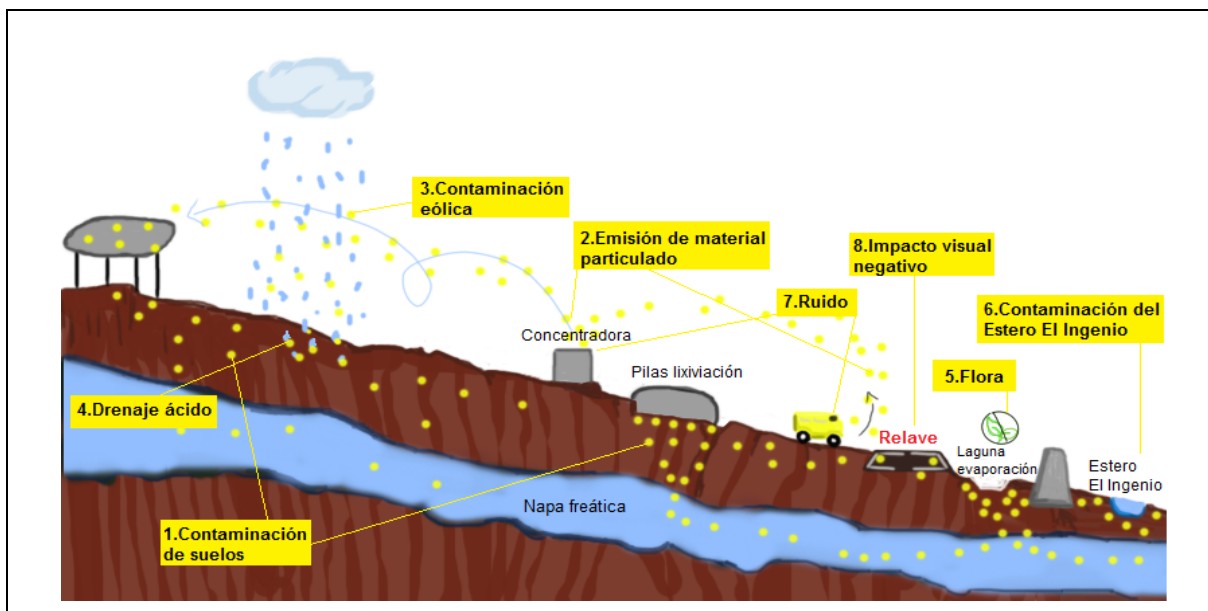


Figura 5.5. Contaminación probable del entorno Ex-Planta La Cocinera. Modificado de UDP (2009)

Según UDP (2009) a cada contaminación le corresponde una acción de mitigación específica, así la contaminación eólica se disminuye a través de unos paravientos vegetales, la contaminación hídrica puede ser solucionada mediante piscinas fitodepuradoras y la contaminación de los suelos mediante la fitoremediación (Fig. 5.6.).

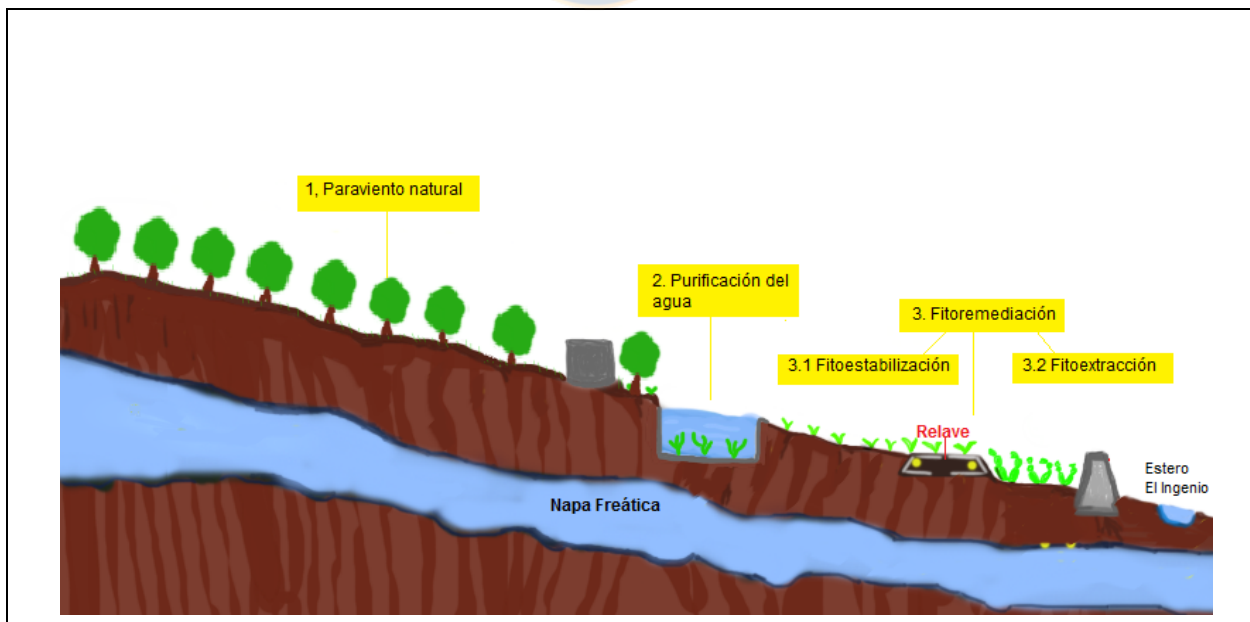


Figura 5.6. Mitigación de la contaminación en el sector de estudio. Modificado de UDP (2009)

La fitorremediación es una de las estrategias que se puede utilizar para disminuir o mitigar la alta concentración de metales, la cual utiliza plantas tolerantes a metales, que a través de su crecimiento y absorción de estos elementos, los retienen en sus tejidos, evitando la dispersión por el viento o lixiviación (Ghori *et al.*, 2015). Dentro de la estrategia de fitorremediación, se distinguen dos tipos, si se quiere fijar los metales en el suelo, impidiendo que éstos bajen a las aguas subterráneas, se puede trabajar con la fitoestabilización, una técnica que utiliza plantas que van atrapando los metales en sus raíces, mientras que si se desea extraer los metales del suelo para llevarlos a la superficie y acumularlos preferentemente en la parte aérea se podría aplicar la fitoextracción (Conesa *et al.*, 2007). Una planta nativa de Chile, interesante para la estrategia de fitorremediación, es la *Carpobrotus aequilaterus*, usada principalmente como cobertura vegetal en zonas industriales o para contener la erosión del suelo por la pendiente. Esta especie se ha recomendado para suelos afectados por relaves mineros (Orchard *et al.*, 2009) al ser de crecimiento rápido, muy invasiva, y presentar un bajo requerimiento de agua y nutrientes, por lo que no requiere de especial manejo. Existen autores que han estudiado especies vegetales del género *Carpobrotus*, las cuales han sido exitosas en la absorción de metales como Cd, Cr, Cu, Fe, Mn, Ni, Pb y Zn, además de una adecuada adaptación en sustratos contaminados (Chiban *et al.*, 2011; Zhang *et al.*, 2014).

Bohn *et al.* (2001), Bowen (1979) y Sparks (2003) han establecido rangos de concentración de elementos metálicos óptimos o normales para suelos. En base a lo anterior, y con respecto en las concentraciones de elementos metálicos en las muestras estudiadas, como el Cu, As, Cr, Ni, Pb, Cd, Zn entre otros, se encuentran entre los niveles que se considerarían como suelos no contaminados. Según Hossner & Shahandeh (2005) estos elementos están dentro de los niveles de trazas metálicas encontradas en relaves mineros. Considerando la disponibilidad de elementos menores y trazas en el relave estudiado, el Cu es el elemento más disponible en el relave, seguido de Zn, Ti, P y Mn. Mileusnic *et al.* (2014) menciona que del 1 al 10% de metales presentes en las fracciones intercambiables y en la fracción ligada a carbonatos, respecto a la concentración total, indica un bajo riesgo de contaminación por metales, por lo que la concentración de éstos no presentarían problemas en el tranque en estudio.

Es importante destacar los resultados expuestos en los análisis efectuados corresponden a concentraciones totales, las cuales no nos permiten concluir si es posible una recuperación o si hay

verdaderamente un peligro medioambiental. De acuerdo a lo señalado, esto corresponde solo a una condición hipotética, que de ser científicamente comprobada, nos permitiría considerar al Tranque de Relaves N°1 económicamente rentable al estar constituido por mineralogía con tenores de importancia económica en el mercado actual. Debido a las características físicas y químicas del tranque, es posible recuperar por diversas técnicas de minería secundaria tales elementos. La posible aplicación de las técnicas sugeridas permitiría el reprocesamiento del material constituyente del tranque, lo que finalmente ayudaría a recuperar, en conjunto con la fitorremediación, el terreno ocupado por este pasivo minero.

Para conocer que elementos traza podrían ser satisfactoriamente recuperados y además los efectos que tienen estos metales en el medio ambiente, no sólo es necesario conocer las concentraciones totales de los elementos, sino que también la forma química en que se encuentran (especiación química). Es sabido que las distintas especies químicas en las que puede presentarse un mismo elemento tienen diferente movilidad, solubilidad y, en consecuencia, toxicidad. Para obtener una respuesta definitiva frente a las interrogantes de recuperación y peligro ambiental es trascendental realizar una investigación más acabada relacionada con métodos como los involucran extracciones secuenciales (Tessier *et al.*, 1979). La aplicación de la técnica de extracción secuencial nos permitiría definir las fracciones de los elementos metálicos que se movilizan el tranque estudiado, identificando las fracciones biodisponibles y con ello, el real impacto ambiental producto de la dispersión de metales pesados, con lo cual esto queda abierto a futuras investigaciones.

## 6. Conclusión y Comentarios

Sobre la base de los análisis efectuados a las nueve muestras pertenecientes al Tranque de Relaves N°1 de la Ex-Planta La Cocinera, se determina que este está compuesto mayoritariamente de escorias de Cu, debido a su composición característica basada en óxidos de silicio, hierro, calcio y aluminio, siendo los primeros dos los más abundantes (Biswas & Davenport, 1994). También destaca la presencia de material con características de skarn, que se condice con el hecho de que en esta Ex-Planta se trabajaba material extraído de la mina Panulcillo (Gutiérrez *et al.*, 2019).

Las muestras estudiadas presentan una granulometría tamaño arena muy fina ( $<1/8$  mm) que está constituido por una mineralogía de ganga principalmente de cuarzo, albita, clorita, calcita, yeso, pirita, magnetita, rutilo, dióxido, fayalita, ortoclase y arcillas. Resaltando el cuarzo y la fayalita como fases primarias dominantes. Dentro de las arcillas se reconocieron cuatro grupos, esmectita, clorita, una interestratificación de mica/illita y puntualmente corrensita. La mineralogía de mena se constituye por sulfuros de cobre tales como, calcopirita, bornita, covelina y digenita. La caracterización anterior se relaciona coherentemente con la información otorgada por la bibliografía, y nos permite identificar el gran potencial económico e investigativo que presenta este relave al estar conformado por escoria reprocesada de granulometría tamaño arena muy fina, carácter que le otorga aspectos que no han sido investigados con anterioridad en otros tranques de relave, y que por tanto clasificarían a este como único.

El pH de los especímenes ronda por valores que van desde los 3 a los 7, lo que depende de la profundidad de la muestra analizada, presentándose pHs más ácidos en especímenes correspondientes a sectores más superficiales, mientras que los pH más neutros se relacionan con ejemplares más profundos, la relación entre la profundidad y el pH será una interrogante que podrá ser respondida en estudios posteriores a lo que esta memoria de título concierne, puesto que, falta información correspondiente a más número de muestras que se puedan correlacionar en su profundidad vertical. La humedad de estas muestras tiene una media de 9,95%, lo que se puede catalogar como baja humedad y está relacionado con la poca cantidad de arcillas que este embalse contiene.

Relacionado al análisis por FRX las escorias de cobre estudiadas fueron clasificadas químicamente como escorias ácidas, con mayor contenido de  $\text{SiO}_2$  (30,97 - 47,17%) que de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (18,10 - 46,90%), y con una importante cantidad de  $\text{CaO}$  (4,94-13,10%) y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (5,65 - 12,10 %), lo anterior se condice con el proceso pirometalúrgico (hornos de reverbero) al cual fueron sometidos los materiales para la obtención del cobre, donde se utilizaron  $\text{SiO}_2$  y  $\text{CaO}$  como fundentes.

Su mineralogía y estructura es variada, presentando todas ellas una estructura cristalina con cierto carácter amorfo, lo que indica que estos materiales en su formación tuvieron un enfriamiento de carácter lento, que favorece la cristalinidad por sobre la estructura amorfa, además del impedimento de generar nuevos enlaces (Elías, 2009). Las fases minerales mayoritarias presentes en las escorias de cobre son cuarzo, fayalita y magnetita.

Diversos autores identifican una serie de riesgos ambientales presentes en el entorno del Tranque de Relaves N°1, dentro de los cuales destacan de tipo hidrogeológico, sísmico, generación de polvo y contaminación de suelo (Espinace & Villavicencio, 2004; UDP, 2009; Astudillo, 2011). El reprocesamiento del material contenido en el relave es un punto de gran importancia para poder apoyar el actual cierre de este pasivo ambiental y así contribuir de forma significativa al cuidado de los sectores poblados cercanos, ya sea mitigando o eliminando completamente los riesgos asociados a este tranque de relaves. Existen varias opciones que permitirían llevar a cabo el punto anterior, con lo cual se lograría además obtener algún beneficio económico. Primero, se destaca la posibilidad de valorizar las escorias mediante la recuperación de metales contenidos en ellas, lo que puede ser una interesante alternativa para la industria metalúrgica, donde destaca la recuperación de  $\text{Cu}$ ,  $\text{Zn}$ ,  $\text{Fe}$  (al ser elementos con importante interés económico debido a los precios del mercado actual), por medio de técnicas hidrometalúrgicas avanzadas de lixiviación (Muravyov *et al.*, 2014), flotación (Rao & Nayak, 1992; Piret, 2000; Somerville *et al.*, 2000, todos en Valderrama *et al.*, 2018) y recuperación magnética (Valderrama *et al.*, 2014).

Siguiendo esta temática, se plantea el uso de las escorias como materia prima para la creación de diversos materiales como el conocido hormigón de construcción cemento portland, debido a los altos niveles de calcio que le entregarían propiedades cementantes óptimas para la construcción (Caliskan & Behnood, 2004; Shoya *et al.*, 1997; Ayano & Sakata, 2000; Hwang & Laiw, 1989, todos en Shi *et al.*, 2008).

Por último, otro punto a destacar es la recuperación del terreno en el que se encuentra el Tranque de Relaves N°1, sector que ha sufrido la modificación de su geoforma y que podría ser aprovechado para fines tales como recreación, educación, o turismo, entre otros. De acuerdo a lo expuesto en el capítulo anterior la base para la recuperación de un sector ocupado por un pasivo minero es el reprocesamiento del material contenido (en nuestro caso un reprocesamiento parcial) para la recuperación de minerales de interés económico como el Cu, Zn y Fe con técnicas de minería secundaria, y así producir una disminución del volumen final de los residuos (lo cual debido al actual plan de cierre que se efectúa en el sector y a la vegetación presente sería difícil de realizar), reduciendo además su toxicidad debido al menor contenido metálico que el reprocesamiento generaría.

Para que la restauración mencionada sea completa y el cierre de un pasivo minero sea efectivo es necesaria una posterior estabilización física y química del lugar en cuestión, proponiéndose para esto nivelaciones de terreno y la utilización de cobertura vegetal, como la que actualmente se presenta en la superficie del tranque estudiado y que se encuentra en constante monitoreo, así como técnicas de fitodepuración y fitoestabilización en zonas carentes de vegetación, que mitigarían la contaminación del sector. En ese sentido es necesario tener en cuenta que no cualquier tipo de vegetación se adecúa a un ex sitio minero, por lo que es clave tener conocimiento de fitoremediación para que este proceso sea exitoso.

El cierre de faenas y pasivos mineros ha estado tomando cada vez más presencia en el mundo. Chile ya cuenta con faenas mineras que realizaron plan de cierre y otras cuantas que empezarán a cerrar en los próximos años. Este trabajo es una primera aproximación a la caracterización del sector correspondiente al Tranque de Relaves N°1 de la Ex-Planta la Cocinera, pasivo minero que ya se encuentra en proceso de cierre, razón por la cual no es posible perforar en el centro de este cuerpo de descarte, debido a la cobertura vegetal presente. La proposición de diversas técnicas que aportarían a este proceso de cierre permite dejar abierto a futuras investigaciones ligadas al reprocesamiento parcial del material dispuesto en el lugar, ya que en el caso de ocurrido esto, no hubiera sido posible mejorar el volumen y la morfología del tranque.

## Referencias

- AGUILAR, G., RIQUELME, R., MARTINOD, J., DARROZES, J. 2013. Rol del clima y la tectónica en la evolución geomorfológica de los Andes Semiáridos chilenos entre los 27 – 32°S. *Andean Geology*. **40** (1): 79-101 pp.
- AL-JABRI, K., AL-SAYDY, A., TAHA, R. 2011. Effect of copper slag as a fine aggregate on the properties of cement mortars and concrete. *Construction and Building Materials*. **25**: 933-938 pp.
- ALMEIDA, W., PEREIRA, J., BATISTA, M. 2007. Copper slag waste as a supplementary cementing material to concrete. *Journal of Materials Science*. **42**: 2226-2230 pp.
- ALP, I., DEVECI, H., SÜNGÜN, H. 2008. Utilization of flotation wastes of copper slag as raw material in cement production. *Journal of Hazardous Materials*. **159**: 390-395 pp.
- ANGIOLANI, A. 1960. Introducción a la química industrial; Fundamentos químicos y tecnológicos con 150 figuras. Santiago, Editorial Andrés Bello. 700 pp.
- ARAYA, M., NARVÁEZ, P., NAVARRO, J. 1998. Informe geológico y evaluación de reservas yacimiento Panulcillo, Proyecto Delta – Ovalle. La Serena, Región de Coquimbo, Chile.
- ARAYA, G. 2009. Compañía Minera de Panulcillo (Su historia). Ovalle. Chile. Talleres Millaray Gráfica Ltda. 157 pp.
- ARSLAN, C. & ARSLAN, F. 2002. Recovery of copper, cobalt, and zinc from copper smelter and converter slags. *Hydrometallurgy*. **67**: (1-3): 1-7 pp.
- ASTUDILLO, F. 2011. Controles determinantes en la geoquímica y mineralogía de los sedimentos fluviales activos en la cuenca del Río Limarí, IV Región de Coquimbo, Chile. Memoria para optar al título de geólogo. Universidad de Chile, Departamento de geología (inédito). 156 pp. Santiago.



ATA, S., & JAMESON, G. 2013. Recovery of coarse particles in the froth phase-a case study. *Minerals Engineering*. **45**: 121–27 pp.

BANZA, A., GOCK, E., KONGOLO, K. 2002. Base metals recovery from copper smelter slag by oxidising leaching and solvent extraction. *Hydrometallurgy*. **67**: (1-3): 63–69 pp.

BERTIN, E. 1975. *Principles and Practice of Quantitative X-Ray Fluorescence Analysis*. Segunda Edición. Plenum Press. Nueva York. Estados Unidos.

BETANCOURTH, D., GÓMEZ, J., MOSQUERA, J., TIRADO-MEJÍA, L. 2010. Análisis por difracción de rayos x de rocas provenientes de región esmeraldífera. *Scientia et Technica*. **1**: (44): 409-413.

BISWAS, A. & DAVENPORT, W. 1994. *Extractive metallurgy of copper*. Tercera edición. Pergamon Press. Inglaterra. 500 pp.

BOHN, H., MYER, R., O'CONNOR, G. 2001. *Soil chemistry*. John Wiley & Sons, Inc. Nueva York, Estados Unidos 320 pp.

BOHNHORST, H. 1967. Geología de la Hoja Ovalle, Provincia de Coquimbo. Instituto de Investigaciones Geológicas Chile. Boletín N° **23**, mapa 1:250.000. Santiago.

BOWEN, H. 1979. *Environmental chemistry of the elements*. Academic Press. Londres. Inglaterra. 333 pp.

BROWN, D., DÍAZ, F., GROCCOTT, J. 1991. Atacama Fault System: History of displacement and tectonic significance for the Mesozoic – Recent evolution of northern Chile. VI Congreso Geológico Chileno, N°6. Actas: 129 – 132. Viña del Mar, Chile.

BULATOVIC, S. 2007. *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores*. Editorial Elsevier. **1**: 458 pp.

CAO, H., WANG, J., ZHANG, L., SUI, Z. 2012. Study on Green Enrichment and Separation of Copper and Iron Components from Copper Converter Slag. *Procedia Environmental Science*. **16**: 740–748 pp.

CARRASCO, P. 2017. Propuesta de reciclaje de la escoria de cobre de la fundición Ventanas de Codelco para mitigar el impacto ambiental. Trabajo de titulación para optar al Título de Técnico Universitario en Minería y metalurgia. Universidad Técnica Federico Santa María. Viña del Mar. Chile (Inédito). 79 pp.

CASTELLÓN, R. 2017. Geología del yacimiento Panulcillo, características geoquímicas y control estructural de cuerpos mineralizados. Tesis para optar al grado de Magíster en Ciencias de la Ingeniería. Pontificia Universidad Católica de Chile. Escuela de Ingeniería. Santiago (Inédito). 190 pp.

CEMBRANO, J., GARRIDO, I., MARQUARDT, M. 2009. Tectonic setting of IOCG deposits in the Central Andes: Strike – slip – dominated deformation. XII Congreso Geológico Chileno. Santiago.

CHEN, M., HAN, Z., WANG, L. 2011. Recovery of valuable metals from copper slag by hydrometallurgy. *Advanced Material Research*. **402**: 35–40 pp.

CHIBAN, M., SOUDANI, A., SINAN, F., PERSIN, M. 2011. Single, binary and multicomponent adsorption of some anions and heavy metal son environmentally friendly *Carpobrotus edulis* plant. *Colloids and Surfaces B: Biointerfaces*. **82**: (2): 267-276 pp.

COCHILCO. 2012. Anuario de estadísticas del cobre y otros minerales 1993-2012. Chile. 172 pp.

CONESA, H., GARCÍA, G., FAZ, A., ARNALDOS, F. 2007. Dynamics of metal tolerant plant communities' development in mine tailings from the Cartagena-La Unión mining district and their interest for further revegetation purposes. *Chemosphere*. **68**: (6): 1180-1185 pp.

COURSOL, P., MACKEY, P., PREVOST, Y., ZAMALLOA, M. 2007. Noranda process reactor at xstrata copper-impact of minor slag components (CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO, ZnO) on the optimum %Fe/SiO<sub>2</sub> in slag and operating temperature. Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum Magazine. 83 pp.

CULLITY, B. 1978. Elements of X- RAY diffraction. Addison-Wesley. Segunda Edición: 5-96 pp. Massachusetts.

DEPARTAMENTO AGRÍCOLA DE ESTADOS UNIDOS. 1987. USDA textural classification: 53 pp. Washington D.C.

DEUTSCH, J. & DEUTSCH, C. 2012. Latin hypercube sampling with multidimensional uniformity. Journal of Statistical Planning and Inference. **142**: (3): 763-772 pp.

DIAZ, A. & CORVALÁN, M. 2015. Modelo genético preliminar de Mina Panulcillo y su relación con los depósitos de Fe-P y del tipo IOCG presentes en la Provincia Metalogénica de la Cordillera de la Costa (PMCC), Region de Coquimbo, norte de Chile. Actas XIV Congreso Geológico Chileno. La Serena, Chile. 4pp.

DOBRY, 1965. Efectos del sismo de marzo de 1965 en los tranques de Relaves de El Cobre. Revista IDIEM. Santiago. **4**: (2): 85-107.

DUPRÉ, A. 2019. Variables que determinan la distribución de tamaño de partículas (PSD), obtenida mediante difracción láser vía húmeda en estándares minerales de filosilicatos y residuos mineros. Tesis para optar al Título de Geólogo. Universidad de Concepción. Facultad Ciencias Químicas. Chile (Inédito): 258 pp.

DUQUE, G. & ESCOBAR, C. 2003. Mecánica de los suelos. Universidad Nacional. Colombia. Capítulo 3.

ELIAS, X. 2009. Reciclaje de residuos Industriales; Residuos Sólidos urbanos y fangos depurados. Segunda Edición. Madrid. Díaz de Santos. 1295 pp.

ELLIOTT, J. & MOUNIER, M. 1982. Surface and interfacial tensions in copper matte-slag systems, 1200°C. Canadian Metallurgical Quarterly. **21**: (4): 415-428 pp.

EMPARÁN, C. & PINEDA, G. 2000. Área La Serena – La Higuera. Región de Coquimbo. Servicio Nacional de Geología y Minería, Mapas Geológicos, N° 18, mapa 1:100.000, Santiago.

EMPARÁN, C. & PINEDA, G. 2006. Geología del Área Andacollo-Puerto Aldea, Región de Coquimbo. Servicio Nacional de Geología y Minería. Carta Geológica de Chile, Serie Geología Básica. **96**: (85): 1 pp. Mapa 1:100.000, Santiago.

EMPARÁN, C. & CALDERÓN, G. 2014. Geología del área Ovalle – Peñablanca. Servicio Nacional de Geología y Minería, Chile.

ESPINACE, R. & VILLAVICENCIO, G. 2004. Seminario: Innovación en el control de operación y abandono de tranques de relave. Metodología integrada para rehabilitar rellenos sanitarios y tranques de relave. Pontificia Universidad Católica de Valparaíso. Proyecto FONDEF 00I1101, EXPOMIN.

ESPINACE, R., PALMA, J., VALENZUELA, P., JARAMILLO, I., MIRANDA, A., SALINAS, R., BIALOSTOKI, J. 2006. Evaluación del efecto eólico en tranques de relave. XVIII Congreso Argentino de Mecánica de Suelos e Ingeniería Geotécnica (CAMSIG). Universidad Nacional de San Juan, Facultades de Ingeniería y de Ciencias Exactas, Físicas y Naturales. San Juan, Argentina. 25 pp.

FRIAS, M., LUXAN, M., SANCHEZ DE ROJAS, M. 1988. Espectrometría de difracción por rayos láser. Instituto de Ciencias de la Construcción Eduardo Torroja (IETCC). Materiales de Construcción. **38**, N° 212.

GENEVSKI, K. & STEFANOVA, V. 2008. Dispersed matte droplets in industrial slag melts from flash smelting furnace. *Canadian Metallurgical Quarterly*. **47**: (1): 51-58 pp.

GHORI, Z., IFTIKHAR, H., BHATTI, M., MINULLAH, N., SHARMA, I., KAZI, A. 2015. Phytoextraction: the use of plants to remove heavy metals from soil. **15**: 385- 409 pp.

GILL, R. 1997. *Modern analytical geochemistry: An introduction to quantitative chemical analysis techniques for earth, environmental and materials scientists*. Robert Longman: 329 pp.

GONZÁLEZ, E. 1954. Estudio geológico – económico del distrito minero de Panulcillo y regiones vecinas. *Anales de la Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas de la Universidad de Chile*. **11**, N° 11.

GONZALEZ, G. & CARRIZO, D. 2003. Segmentación, cinemática y cronología relativa de la deformación tardía de la Falla Salar del Carmen, Sistema de Fallas de Atacama (23°40'S), norte de Chile. *Revista Geológica de Chile*. **30**: 223-244 pp.

HERVÉ, M. 1987. Movimiento sinistral en el Cretácico inferior de la zona de falla Atacama al norte de Paposo [24°s]. *Revista Geológica de Chile*. **31**: 37 – 42 pp.

HOPPER, D. & CORREA, A. 2000. The Panulcillo and Teresa de Colmo copper Deposits; two contrasting examples of Fe-Ox Cu-Au mineralisation from the Coastal Cordillera of Chile; Hydrothermal Iron Oxide Copper-Gold & Related Deposits: A Global Perspective. **1**: 177-189 pp.

HOSSNER, L. & SHAHANDEH, H. 2005. Rehabilitation of minerals processing residue (tailings). *Encyclopedia of Soil Science*. CRS Press. Segunda edición. Nueva York. Estados Unidos. 2804 pp.

IMRIS, I., REBOLLEDO, S., SANCHEZ, M., CASTRO, G., ACHURRA, G., HERNANDEZ, F. 2000. The Copper Losses in the Slags From the El Teniente Process. *Canadian Metallurgical Quarterly*. **39**: (3): 281-290 pp.

GUTIÉRREZ, L., KELM, U., NOVOSELOV, A., RAJABPOUR, S., JEREZ, O., DELGADO, D., ROJAS, A., YEPSER, R. 2019. Informe Final Estudio exploratorio para la definición de líneas de procesamiento que permitan recuperar elementos de valor desde tranques de relaves de la Empresa Nacional de Minería – ENAMI. Universidad de Concepción. Departamento de Ingeniería Metalúrgica. Instituto de Geología Económica Aplicada (Inédito).

INTERNATIONAL COUNCIL ON MINNING & METALS. 2013. Guía práctica para la gestión del agua de captación para la industria minera y metalúrgica. 59 pp

JAMBOR, J. 1994. Mineralogy of sulfide-rich tailings and their oxidation products. Short Course Handbook on Environmental Geochemistry of Sulfide Mine Waste. Mineralogical Association of Canada. **22**: 59-102 pp.

JENKINS, R. 1988. X-Ray Fluorescence Spectrometry. John Wiley & Sons. Nueva York. 175 pp.

JUN-WEI, S. 2013. Study on the effect of copper slag admixtures to properties and structure of concrete. Information Technology Journal. **12**: (23) 7396–7400 pp.

KAHLE, M., KLEBER, M., JAHN, R. 2002. Review of XRD-based quantitative analyses of clay minerals in soils: the suitability of mineral intensity factors. Geoderma. **109**: (3-4): 191-205 pp.

KUTSCHER, C. & CANTALLOPES, J. 2016. Análisis de las técnicas utilizadas en cierre de faenas e instalaciones mineras. Comisión Chilena del Cobre. Chile. 30pp

BYUNG-SU, K., SEUL-KI, J., DOYUN, S., JAE-CHUN, L., SOO-BOCK, J. 2013. A physico-chemical separation process for upgrading iron from waste copper slag. International Journal of Mineral Processing. **124**: 124-127,

KONDRATIEV, A. & JAK, E. 2001. Review of experimental data and modeling of the viscosities of fully liquid slags in the  $Al_2O_3$ -CaO-FeO-SiO<sub>2</sub> system. Metallurgical and Materials Transactions b. **32**: (6): 1015-1025 pp.

KONDRATIEV, A., JAK, E., HAYES, P. 2002. Predicting slag viscosities in metallurgical systems. *Journal of the Minerals, Metals and Materials Society*. **54**: (11): 41-45 pp.

LAMBE, T. & WHITMAN, R. 1996. *Mecánica de suelos*. Segunda Edición. 582 pp.

LARSEN, P. 1988. Relay structures in a lower Permian basement involved extension system, East Greenland. *Journal of Structural Geology*. **10**: 3 – 8 pp.

LI, K., PING, S., WANG, H., NI, W. 2013. Recovery of iron from copper slag by deep reduction and magnetic beneficiation. *International Journal of Minerals Metallurgy and Materials*. **20**: (11): 1035–1041 pp.

LÓPEZ P., AINZÚA, S., ZOLEZZI, C., VASCONI, P. 2003. *La Minería y su Pasivo Ambiental*. Publicaciones Fundación Terram. Serie Análisis de Políticas Públicas. **24**: 30 pp.

LÓPEZ, J. 2008. Determinación de la actividad del cobre en el sistema ( $\text{SiO}_2\text{-Cu}_2\text{-FeO}$ ). Tesis Ingeniería Metalúrgica y Matemática. Instituto Politécnico Nacional, Departamento de Ingeniería Metalúrgica y Matemática (inédito). 71 pp. México.

THE MINING ASSOCIATION OF CANADA. 2017. *A Guide to the Management of Tailings Facilities*. Tercera edición. Canadá. 86 pp.

MAKSAEV, V. 2001<sup>a</sup>. Depósitos tipo skarn. Curso de Metalogénesis. Universidad de Chile. Santiago.

MAKSAEV, V. 2001<sup>b</sup>. Reseña metalogénica de Chile y de los procesos que determinan la metalogénesis andina. Curso de metalogénesis. Universidad de Chile. Santiago.



MATURANA, J. 2017. Evaluación de la efectividad de la fitorremediación mediante la caracterización de los suelos de relaves del embalse Cauquenes, VI región del Libertados General Bernardo O'Higgins, Chile. Tesis para optar al título de Geólogo. Universidad Nacional Andrés Bello. Facultad de Ingeniería. Concepción (Inédito): 98 pp.

MEDVINSKY-ROA, G.; CAROCA, V.; VALLEJO, J. 2015. Informe sobre la situación de los relaves mineros en Chile para ser presentado en el cuarto informe periódico de Chile para el Comité de Derechos Económicos, Sociales y Culturales, perteneciente al Consejo Económico Social de la Naciones Unidas. Fundación Relaves Chile y Fundación Terram. Santiago. (Inédito): 23 pp.

MELLER, P. 2011. El rol del cobre para que Chile alcance el pleno desarrollo. Una nueva mirada sobre el desarrollo de Chile. Informe. Universidad de Chile. Santiago.

MEMORIA CHILENA. Fundación Nacional de Paipote: 1951. Biblioteca Nacional de Chile. <http://www.memoriachilena.gob.cl/602/w3-article-8771.html>. Accedido el 3-10-2020.

MILEUSNÍC, M.; SIYOWI, B., KAMONA, A., RUZICIC, S., MAPAURE, I., MARUWA, P. 2014. Assesment of agricultural soil contamination by potentially toxic metals dispersed from improperly disposed tailings, Kombat mine, Namibia. *Journal of Geochemical Exploration*. **144**: 409-420 pp.

MONJE, J., ZAVALETA, J., OVIEDO, L. 2014. Estudio geológico distrital La Cocinera, comuna de Ovalle, provincia de Limarí, región de Coquimbo. Empresa Nacional de Minería. Chile.

MURAVYOV, M., BULAEV, A., KONDRAT'EVA, T. 2014. Complex treatment of mining and metallurgical wastes for recovery of base metals. *Minerals Engineering*. **64**: 63-66 pp.

NADIROV, R., SYZDYKOVA, L., ZHUSSUPOVA, A., USSERBAEV, M. 2013. Recovery of value metals from copper smelter slag by ammonium chloride treatment. *International Journal of Mineral Processing*. **124**: 145–149 pp.

NAGAMORI, M. & MACKEY, P. 1978. Thermodynamics of copper matte converting: Part I. Fundamentals of the noranda process. *Metallurgical Transactions B*: **9**: (3): 255-265 pp.

NAUDITT, A., KRETSCHMER Y., RIBBE, L. 2010. Limarí River Basin Study Phase I- Current conditions, history and plans. Institute for Technology and Resources Management in the Tropics and Subtropics, Technische Hochschule Köln. Colonia, Alemania.

NAZER, A., PAYÁ, J., BORRACHERO, M., MONZO, J. 2016. Caracterización de escorias de cobre de fundiciones chilenas del Siglo XIX. *Revista de Metalurgia*. **52**: (4).

NDLOVU, B., BECKER, M., FORBES, E., DEGLON, D., FRANZIDIS, J. 2011. The influence of phyllosilicate mineralogy on the rheology of mineral slurries. *Minerals Engineering*. **24**: (12): 1314–1322 pp.

OLIVARES, V., CEMBRANO, J., ARANCIBIA, G., REYES, N., HERRERA, V., FAULKNER, D. 2010. Significado tectónico y migración de fluidos hidrotermales en una red de fallas y vetas de un Dúplex de rumbo: un ejemplo del Sistema de Falla de Atacama. *Andean Geology*. **37**: (2): 473-497 pp.

ORCHARD, C., LEÓN, P., GINOCCHIO, R. 2009. Phytostabilization of massive mine wastes with native phylogenetic resources: potential for sustainable use and 40 conservation of the native flora in north-central Chile. *Ciencia e Investigación Agraria*. **36**: (3): 329-352 pp.

ORIZOLA, S. 2006. Uso de escoria de cobre en cementos. Tesis para optar al título de ingeniero civil. Facultad de ciencias físicas y matemáticas. Universidad de Chile. Santiago (Inédito). 84 pp.

OYARZÚN, R., OYARZÚN, J., LILLO, J., MATURANA, H., HIGUERAS, P. 2006. Strong metal anomalies in stream sediments from semiarid watersheds in northern Chile: when geological and structural analyses contribute to understanding environmental disturbances. *International Geology Review*. **48**: 1133-1144 pp.

OYARZÚN, R., HIGUERAS, P., LILLO, J., OYARZÚN, J., MATURANA, H. 2010. Investigando temas minero-ambientales en el norte de Chile: más allá de los megaproyectos, la investigación formateada y la retórica ambientalista. *Tierra y Tecnología*. **37**: 81-90 pp.

PANDA, S., MISHRA, S., RAO, D., PRADHAN, N., MOHAPATRA, U., ANGADI, S., MISHRA, B. 2015. Extraction of copper from copper slag: Mineralogical insights, physical beneficiation and bioleaching studies. *Korean Journal of Chemical Engineering*. **32**: (4): 667–67 pp.

PIATAK, N., PARSONS, M., SEAL II, R. 2015. Characteristics and environmental aspects of slag: A review. *Applied Geochemistry*. **57**: 236–266 pp.

POPPE, L., PASKEVICH, V., HATHAWAY, J., BLACKWOOD, D. 2001. A laboratory manual for X-ray powder diffraction. US Geological Survey. 89 pp.

PORTAL MINERO. 2012. Planta Delta de Enami, en la Región de Coquimbo, superó el millón de toneladas procesadas. Noticias comunidad Portal Minero <http://www.portalminero.com>. Recuperado de <http://www.portalminero.com/pages/viewpage.action?pageId=10911992> el 10/01/19.

PROYECTO ENAMI-UDEC. 2019. Informe N°1 Tranque La Cocinera, Región de Coquimbo. Chile. Informe Inédito.

PUGA, P. 2012. Estudio experimental del coeficiente de permeabilidad en arenas. Memoria para optar al Título de Ingeniero Civil. Universidad Católica de la Santísima Concepción. Departamento de Ingeniería Civil (Inédito): 172 pp. Concepción.

RAMÍREZ, A. 2013. Silicosis. *Anales de la Facultad de Medicina*. Artículos de revisión. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Perú. **74**: (1): 49-56 pp.

RAMÍREZ, E. 2015. Análisis de la problemática de las Pymes de la industria minera de la IV Región de Chile. Estudio de actores participantes mediante ARS y ANP. Tesis para optar al grado de Doctor. Departamento de Proyectos de Ingeniería. Universitat Politècnica de València. España (Inédito): 517 pp.

RICHARDS, J., LÓPEZ, G., JING ZHU, J., CREASER, R., LOCOCK, A., MUMIN, H. 2017. Contrasting tectonic settings and sulfur contents of magmas associated with Cretaceous Porphyry Cu, Mo, Au and Intrusion – Related Iron Oxide Cu – Au Deposits in Northern Chile. *Economic Geology*. **112**: 295-318 pp.

RÍO TINTO & ENAMI 2001. Informe Final Proyecto Delta. Antofagasta, Chile. Informe Inédito.

RUDNIK, E., BURZYNSKA, L., GUMOWSKA, W. 2009. Hydrometallurgical recovery of copper and cobalt from reduction-roasted copper converter slag. *Minerals Engineering*. **22**: (1): 88–95 pp.

RUNGE, K.; TABOSA, E. & JANKOVIC, A. 2003. Particle size distribution effects that should be considered when performing flotation geometallurgical testing. The Second AUSIMM International Geometallurgy Conference. Brisbane. 335-344 pp.

SCHUEBER, E. & ANDRIESEN, A. 1990. The kinematics and geodynamic significance of the Atacama Fault Zone, northern Chile. *Journal Structural Geology*. **12**: 243 – 257 pp.

SCHIFFMAN, P. & STAUDIGEL, H. 1995. The smectite to chlorite transition in a fossil seamount hydrothermal system: the basement complex of La Palma, Canary Islands. *Journal of Metamorphic Geology*. **13**: 487-498 pp.

SEPÚLVEDA, A. 2006. Utilización de escorias de fundición para la producción de compuestos de hierro. Memoria para optar al Título de Ingeniero Civil Químico. Departamento de Ingeniería Química y Biotecnología. Santiago (Inédito). 93 pp.

SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y MINERÍA & GOLDR ASSOCIATES S.A. 2008. Manual de evaluación de riesgos de faenas mineras abandonadas o paralizadas (FMA/P). Golder Associates S.A. Santiago.

SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y MINERÍA. 2011. Atlas de faenas mineras para la Región de Coquimbo (versión actualizada). Mapas de Estadísticas de Faenas Mineras de Chile N° 8. Servicio Nacional de Geología y Minería, Subdirección Nacional de Minería. Santiago. Recuperado de <https://biblioteca.sernageomin.cl> el 10/01/2019.: [https://biblioteca.sernageomin.cl/opac/DataFiles/Atlas\\_Faenas\\_Mineras\\_08\\_Region\\_4.pdf](https://biblioteca.sernageomin.cl/opac/DataFiles/Atlas_Faenas_Mineras_08_Region_4.pdf)

SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y MINERÍA. 2018. Estudios de normativas internacionales de diseño, construcción, operación, cierre y post cierre de depósitos de relaves. Informe Final. 4: 238 pp. Recuperado de <https://www.sernageomin.cl/publicaciones-depositos-de-relaves> el 15/03/2020.: <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/07/NormativasInternacionalesRelaves.pdf>

SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y MINERÍA. 2020. Catastro de Depósitos de Relaves en Chile. Recuperado de <https://www.sernageomin.cl/datos-publicos-deposito-de-relaves/> el 03/09/20.: [https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2020/08/CDR\\_CHILE\\_10\\_08\\_2020.xls](https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2020/08/CDR_CHILE_10_08_2020.xls)

SHI, C. & QIAN, J. 2000. High performance cementing materials from industrial slags - A review. Resources, Conservation and Recycling. **29**: (3): 195–207 pp.

SHI, C., MEYER, C., BAHNOOD, A. 2008. Utilization of copper slag in cement and concrete. Resources, Conservation and Recycling. **52**: (10): 1115-1120 pp.

SIBANDA, V., SIPUNGA, E., DANHA, G., MAMVURA, T. 2020. Enhancing the flotation recovery of copper minerals in smelter slags from Namibia prior to disposal. Heliyon Journal. **6**: (1).

- SMIRNOV, N. 1984. Producción de Acero. Editorial Pueblo y Educación. La Habana. 424 pp.
- SNYDER, R. & JENKINS, R. 1996. Introduction to X-ray Powder Diffractometry, New York. Wiley-Interscience. 48-170 pp.
- SORIANO, M. 2018. pH del suelo. Departamento de Producción Vegetal. Universitat Politècnica de València. España.
- SPARKS, D. 2003. Environmental soil chemistry. Academic Press. California. Estados Unidos. Segunda edición. 352 pp.
- SUGAKI, A., CAMPOS, E., KOJIMA, S. 2000. Mineralogy of the Panulcillo skarn copper deposit, Coquimbo Region, Chile. *Revista Geológica de Chile*. **27**: (2): 139 – 155 pp.
- TÉREYGEOL, F., CRUZ, P., MÉAUDRE, J. 2020. The reverberatory furnace for ore smelting: An experiment on a South American innovation. *Journal of Archaeological Science: Reports*. Editorial Elsevier. **33**: 9pp
- TERTIAN, R. & CLAISSE, F. 1982. Principles of Quantitative X-Ray Fluorescence Analysis. Wiley-Heyden, Londres y Nueva York. 571 pp.
- TESSIER, A., CAMPBELL, P., BISSON, M. 1979. Sequential Extraction Procedure for the Speciation of Particulate Trace Metals. *Analytical Chemistry*. **51**: (7): 844–851.
- THIELE, R. & PINCHEIRA, M. 1987. Tectónica transpresiva y movimiento de desgarre en el segmento sur de la zona de Falla Atacama, Chile. *Revista Geológica de Chile*. **31**: 77 – 94 pp.
- THOMAS, H. 1967. Geología de la Hoja Ovalle, Provincia de Coquimbo. 58 pp. Mapa 1:250.000.
- THOREZ, J. 1975. Phyllosilicates and clay minerals. A Laboratory Handbook for their X-Ray Diffraction Analysis. Bélgica. 579 pp.

UDP. 2009. Mina La Cocinera: una propuesta territorial y ambiental para su recuperación. Magíster del Paisaje a la Infraestructura Contemporáneos. Universidad Diego Portales. Santiago. Recuperado de <https://www.plataformaarquitectura.cl> el 01/03/20.: <https://www.plataformaarquitectura.cl/cl/02-16807/mina-la-cocinera-una-propuesta-territorial-y-ambiental-para-su-recuperacion>

ULRIKSEN, C. 1990. Mapa Metalogénico de Chile entre los 18° y 34° S. Servicio Nacional de Geología y Minería, Boletín N° 42. Santiago.

UTIGARD, T. & WARCZOK, A. 1995. Density and viscosity of copper/nickel sulfide smelting and converting slags. Pyrometallurgy of copper. Chilean Institute of Mining Engineers. Santiago. 4: (3): 42–438 pp.

VALDERRAMA, L., ZAZZALI, B., SANTANDER, M., CARMONA, M. 2014. Concentración magnética aplicada a relaves de cobre. HOLOS Journal. 6: 37-44 pp.

VALDERRAMA, L., GONZALEZ, M., SANTANDER, M., ZAZZALI, B. 2018. Recuperación de cobre contenido en escoria de cobre mediante flotación. HOLOS Journal. 5: 40-50 pp.

VELDE B. 1992. Introduction to clay minerals. Chemistry, origins, uses and environmental significance. Chapman & Hall. Londres. 198 pp.

VELOSO, E., CEMBRANO, J., ARANCIBIA, G., HEUSER, G. 2016. Tectono-metallogenetic evolution of the Fe – Cu deposit of Dominga, northern Chile. Mineralium Deposita. 52: (4): 595 – 620 pp.

VERGARA, A. 2011. "Cuando el río suena, piedras trae": Relaves de cobre en la bahía de Chañaral, 1938-1990. Cuadernos de historia. Santiago. 35: 135-151 pp.

WANG, G. & EMERY, J. 2004. Technology of Slag utilization in highway technology. John Emery Geotechnical Engineering Limited. Toronto. Canadá.



WENTWORTH, C. 1922. A scale of grade and class terms for clastic sediments. *The Journal of Geology*. **30**: (5): 377-392 pp.

WYSLOUZIL, H., KOHMEUNCH, J., CHRISTODOULOU, L., FAN, M. 2009. Coarse and fine particle flotation. 48<sup>th</sup> Conference of Metallurgists. Montreal. 256-76 pp

YANG, Z., RUI-LIN, M., WANG-DONG, N., HUI, W. 2010b. Selective leaching of base metals from copper smelter slag. *Hydrometallurgy*. **103**: (1-4): 25–29 pp.

ZHANG, C., SALE, P., DORONILA, A., CLARK G., LIVESAY, C., TANG, C. 2014. Australian native plant species *Carpobrotus rossi* shows the potencial of cadmium phytoremediation. *Environmental Science and Pollution Research*. **21**: (16): 9843-9851 pp.

