



Universidad Católica del Norte
ver más allá



Escuela de Negocios Mineros
Dirección de Postgrado

**OPTIMIZACIÓN DEL VALOR ECONÓMICO DE
PLANTAS DE FUNDICIÓN Y REFINERÍA,
DIVISIÓN CHUQUICAMATA: CASO PRÁCTICO
EVALUACIÓN DE LA FACTIBILIDAD TÉCNICA-
ECONÓMICA DE PROCESAR LOS
CONCENTRADOS DE SULFUROS
PROVENIENTES DE MINA MANTOS BLANCOS**

*Proyecto de Titulación presentado para optar al grado de
Magíster en Gestión Minera*

Profesor Guía: Fernando Álvarez Castillo

Gustavo Aguirre Tanco

Ricardo Lau Milla

Juan Moya Ríos

Antofagasta, enero de 2013

ÍNDICE

RESUMEN	i
INTRODUCCIÓN	iii

CAPÍTULO 1

ANTECEDENTES GENERALES	1
1.1 Antecedentes Generales y Yacimiento Mantos Blancos	1
1.1.1 Ubicación y Accesos	1
1.1.2 Geología de Yacimientos Mantos Blancos	3
1.1.2.1 Unidad Andesita Superior	4
1.1.2.2 Unidad Dacita Porfídica	4
1.1.2.3 Unidad Dacita Cuarzifera	4
1.1.2.4 Unidad Pórfido Diorítico	5
1.1.2.5 Unidad Andesita Intrusiva	5
1.1.2.6 Unidad Andesita Basal	6
1.1.2.7 Unidad de Diques	6
1.1.2.8 Estructuras	8
1.1.2.9 Alteración y Mineralización	12
1.1.3 Proceso Mina	14
1.1.4 Proceso Planta	16
1.1.4.1 Planta de óxido	16
1.1.4.2 Planta concentradora	17
1.2 Antecedentes Generales Fure	20
1.2.1 Descripción de Codelco	20
1.2.2 División Chuquicamata	21
1.2.3 Gerencia Fundición y Refinería	22

1.2.4	Unidades Productivas	24
1.3	Análisis del Mercado del Cobre	31
1.3.1	Panorama Económico	32
1.3.2	China continuó siendo el motor detrás de la creciente tendencia en los precios	35
1.3.3	India como motor de consumo de cobre	37
1.3.4	Principales Cambios de Producción	39
1.3.4.1	Producción Chilena de Cobre de Mina	40
1.3.4.2	Balance Proyectado del Mercado Mundial del Cobre Refinado	40
1.4	Análisis del sector	41
1.4.1	Producción Mundial de Fundiciones Primarias de Cobre	41

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO	42	
2.1	Proceso de flotación y concentrado de cobre División Mantos Angloamerican	43
2.1.1	Definición de proceso de flotación y concentración de cobre	43
2.1.2	Descripción proceso de flotación y concentración de minerales de cobre División Mantos Blancos Angloamerican	47
2.2	Proceso de fundición y refinación (FURE) de concentrado División Chuquicamata Codelco Norte	49

CAPÍTULO 3

DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN	51	
3.1	Contexto y Objetivos	51
3.2	Caso de Negocio	56
3.2.1	Yacimientos Cercanos	56

3.2.1	Sinergia entre compañías mineras	57
3.4	Descripción y Análisis composicional	
	Modelo de bloques de largo Plazo División Mantos Blanco	60
3.4.1.	Plan Producción de Largo Plazo	63
3.4.2.	Mineralogía de Concentrado División Mantos Blancos	66
3.4.3.	Parámetros Económicos	68
3.5	Análisis de Parametrización FURE y evaluación económica	
	del caso base de compra de concentrado	69
3.5.1	Metodología de Trabajo	70
3.5.1.1	Remapeo Información Mineralogías Históricas	
	de Alimentación Planta Concentradora	70
3.5.1.2	Aplicación de la Herramienta Regresión Múltiple	72
3.5.1.3	Aplicación del Modelo Predictivo Construido	
	para Concentrados	78
3.5.1.4.	Producción y Capacidades de Tratamiento	
	Concentrados en División Chuquicamata	79
3.5.1.5.	Rangos de Calidad y Alternativas de Concentrados	
	en el Mercado	79
3.5.6.6.	Uso de la Herramienta de Optimización	80
3.6	Conclusiones de la aplicación del estudio	83
 CAPÍTULO 4		
CONCLUSIONES		
		85
 REFERENCIAS		
		87
 ANEXOS		
		91

RESUMEN

Actualmente la industria minera se encuentra en una época de auge nunca antes vista, que permite explorar nuevas alternativas para poder optimizar procesos y lograr los mejores resultados y beneficios para las distintas compañías mineras. El caso que se desarrolla en la presente Tesina intenta evaluar una opción de negocio entre dos compañías mineras, en la cual una de ellas presenta un déficit productivo y otra puede proporcionar un producto para que este déficit sea solucionado; todo esto en un escenario en que el cobre sigue manteniendo un alto precio que aun genera grandes beneficios a pesar del alza en los costos productivos.

Codelco presenta actualmente dificultades para alimentar de manera óptima su Fundición y Refinería FURE, debido al proceso de cambio que están sufriendo sus proyectos estructurales de Codelco Norte; Chuquicamata de mina rajo abierto a Subterráneo redujo y reducirá su capacidad de alimentación a la FURE, así mismo como la presencia de otra serie de complicaciones que presentan yacimientos de la compañía en el distrito. Por tal motivo, se hizo interesante evaluar una oportunidad de negocio que consistiera en alimentar con mineral concentrado de cobre de otra compañía minera; en este caso, la propuesta generada seleccionó a la División Mantos Blancos de Angloamerican para reducir o suprimir el déficit de la capacidad productiva de la fundición. Se evaluaron parámetros geometalúrgicos del concentrado que puede proporcionar Mantos Blancos, tomando en cuenta un caso base de negocio a 5 años. A partir de esta información, se realizó el estudio del balanceo que debiera producirse en la FURE para sacar el máximo provecho a este nuevo material de alimentación. Los parámetros geometalúrgicos, los costos asociados a la compra de concentrado por parte de Codelco, costos de transporte y beneficio neto, fueron utilizados a través de una técnica de regresión lineal mediante la herramienta SOLVER de Microsoft Excel para

obtener los resultados del ejercicio para cada uno de los años considerados en el período 2013-2017.

Los resultados arrojaron que el factor de los costos asociados al transporte de concentrado determinaron que para 4 de los 5 años del caso base, la mejor opción para Codelco es seguir alimentando con concentrado de sus propios yacimientos, a pesar de la merma productiva debido al no uso de la máxima capacidad de la FURE y del manejo de impurezas tales como el Arsénico.

INTRODUCCIÓN

El alcance de la presente tesina se enmarca en la búsqueda de aumentar el valor económico de una unidad operativa de la División Codelco norte, la cual está compuesta por la Fundición y Refinería, más conocida como FURE, que en la actualidad no se encuentra siendo ocupada a plena capacidad por problemáticas que se han presentado en su alimentación de material concentrado de los mismos yacimientos de Codelco; tales problemas se refieren tanto en la calidad como en la cantidad de concentrado que necesita la FURE para lograr su máxima capacidad productiva. En este contexto, se hace interesante poder evaluar oportunidades y casos de negocios que permitan solucionar estos inconvenientes, realizando una mirada en el mediano plazo y considerando los cambios que está presentando en sus proyectos estructurales Codelco.

En la actualidad, el negocio del cobre se genera a través de la venta de productos de cátodos y concentrados, estos últimos tienen como destino fundiciones tanto dentro del país, pero principalmente en el extranjero, siendo uno de los destinos mayoritarios China, actual protagonista y uno de los sustentores del buen precio que tiene el cobre en los mercados debido a la demanda que este país genera debido a su crecimiento. Esto permite evaluar nuevas oportunidades de optimizar los activos productivos de las compañías mineras y generar sinergias que permitan casos de negocios más rentables y uso de los activos a máxima capacidad.

En general, en Chile solo se cuenta con las fundiciones de Codelco Norte, Altonorte, Chagres y Ventanas. Por lo que rentabilizar a su máxima capacidad cada activo de este tipo genera importantes beneficios a las compañías mineras.

Para el caso de estudio de la presente Tesina, se realiza la evaluación de un caso práctico en que se hace una evaluación técnica económica de alimentar la capacidad ociosa de la FURE con material concentrado de otra compañía minera. El caso específico se evalúa alimentar con concentrado de la División Mantos Blancos de Angloamerican por un periodo de 5 años.

La metodología de trabajo consiste en evaluar todos los parámetros que están involucrados en el caso de negocio y determinar si los resultados sugieren que es un acuerdo que beneficia a ambas compañías, partiendo de la base que esta alimentación externa permite solucionar los problemas de la FURE antes mencionados.

CAPITULO 1

GENERALIDADES

En el presente capítulo se detallan las generalidades del yacimiento de cobre Mantos Blancos y de la Fundición y Refinería de la División Chuquicamata, ambas ubicadas en la Región de Antofagasta, centrándose en una breve reseña histórica, características geológicas y formas de producción respectivamente.

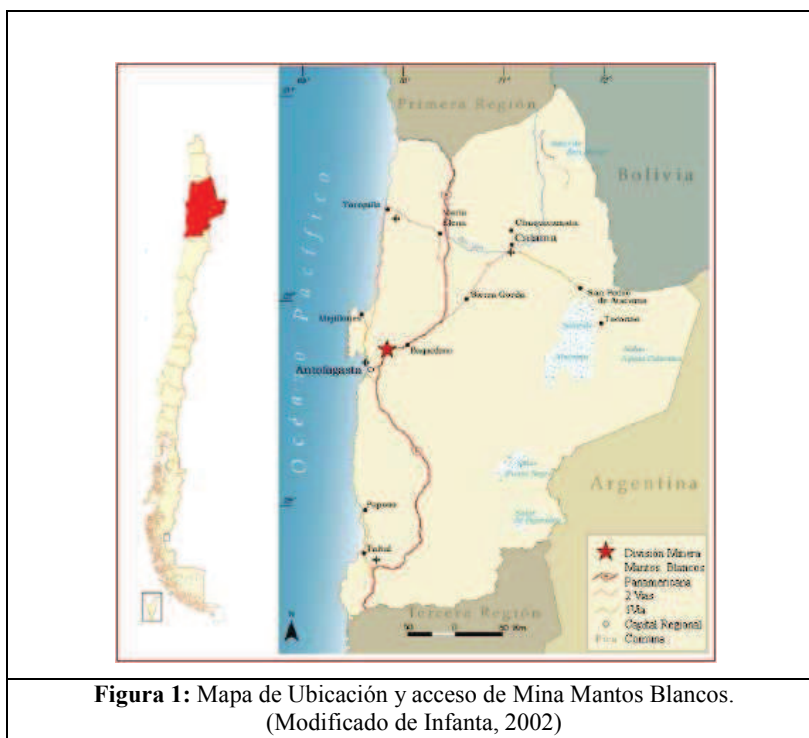
1.1 ANTECEDENTES GENERALES DE YACIMIENTO MANTOS BLANCOS

El yacimiento Mantos Blancos es un depósito de cobre con contenido de plata subordinada, de tamaño relevante en el ambiente minero chileno. Presenta mineralización oxidada y sulfurada de Cobre que ha sido explotada desde el siglo pasado. En la actualidad el mineral es extraído mediante un rajo abierto cuyas dimensiones máximas son 3.4Km en dirección este, 1Km en la Norte y 400m de profundidad, con una altura de bancos de 12m. En la actualidad, cuenta con dos líneas productivas compuestas por una planta de lixiviación por solventes y electro-obtención (para procesar minerales oxidados de cobre) y una planta concentradora para el tratamiento de minerales sulfurados de cobre.

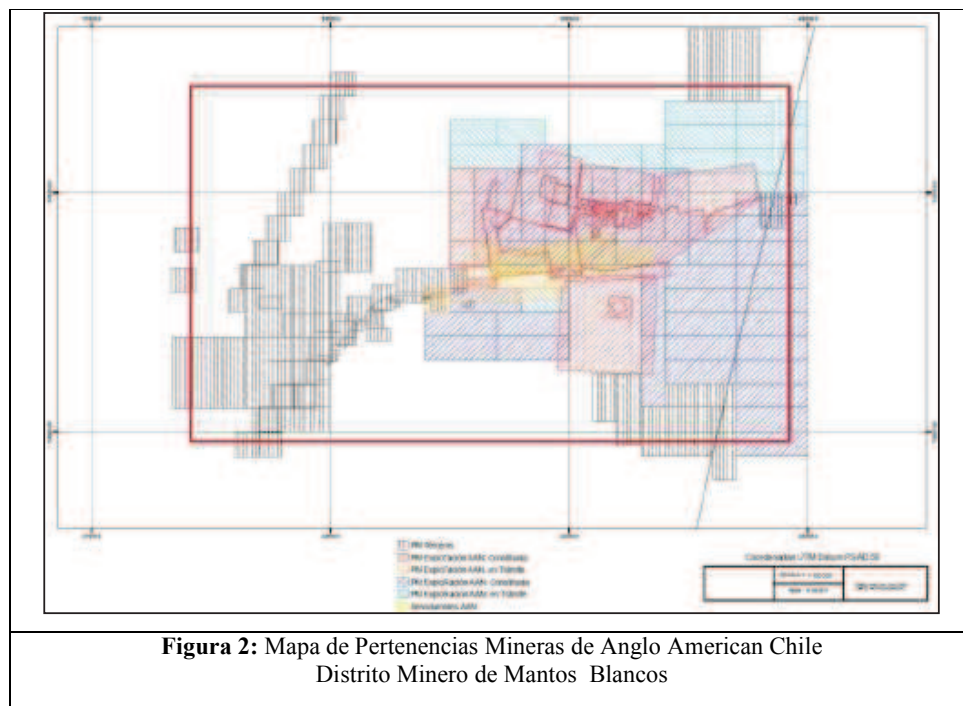
1.1.1 Ubicación y Accesos

El yacimiento Mantos Blancos se localiza en el borde este de la Cordillera de la Costa, en la Región de Antofagasta a una altura media de 800 m.s.n.m. Se encuentra

ubicado a 45 km al noreste de la ciudad de Antofagasta y aproximadamente a 20 km al suroeste del pueblo de Baquedano. Se encuentra limitado por las coordenadas U.T.M. 7.406.500 – 7.409.000 N y 389.000 – 494.500 E, ocupando una superficie de 273 km². El acceso al yacimiento se encuentra ubicado en el kilómetro 1390 de la Ruta 5 Norte, la cual cruza el distrito Mantos Blancos de manera oblicua, tal como se verifica en la Figura 1.



El distrito Mantos Blancos contempla 73 derechos de extracción minera que abarcan 6,744 ha y 32 derechos de exploración que totalizan 8,300 ha (Ver Figura 2). Por otro lado, en los sectores aledaños al distrito se encuentran blancos de interés geológico protegidos por permisos de exploración (Ver Figura 2).



1.1.2 Geología de Yacimiento Mantos Blancos

En el área de la mina Mantos Blancos se han podido distinguir un conjunto de unidades mineras que deben sus nombres a la historia del depósito. Estas unidades forman parte de la Secuencia Volcánica Mantos Blancos definida por Chávez (1985), que se ha incluido en la Formación La Negra. En el yacimiento, estas unidades locales definen una columna de rumbo N25-50°W e inclinación de (10-20)°SW, con un espesor reconocido de 700 – 800 m, sin que hasta ahora se haya detectado su base (Ver Figura 4). Todas las unidades mineras pueden contener mineralización de cobre. La antigua unidad denominada Andesita Inferior, actualmente se considera como parte de la Diorita (Pizarro, 2004).

A continuación se describen brevemente las principales unidades litológicas presentes en el sector:

1.1.2.1 Unidad Andesita Superior

La unidad Andesita Superior se desarrolla sobre tobas y flujos de lavas dacíticas y riolíticas, andesitas, epiclastitas y brechas volcánicas, con una tonalidad morada a pardo rojiza por la presencia de hematita roja y hematita metálica fina diseminada, en parte de hábito especular. Presenta albitización de feldespatos, epidota, sericita- (illita) débil y silicificación. Tiene un espesor máximo reconocido de 300 m. Ocurre como una cubierta estéril de las zonas mineralizadas, en contacto gradacional con la Dacita Porfídica. La Andesita Superior fue datada en el banco 948 de Bárbara Central, obteniéndose una edad de 181.7 ± 0.2 Ma (Cornejo et al. (2006), por el método TIMS (U-Pb en zircones no zonados).

1.1.2.2 Unidad Dacita Porfídica

La unidad Dacita Porfídica corresponde a riodacitas de textura porfídicas y brechas riodacíticas, que presentan un color blanco rosáceo a rojo intenso de acuerdo a la cantidad de hematita. En general, las rocas de coloraciones mas pálidas presentan escasa mineralización, mientras las rocas con un color rojo intenso presentan mineralización de cobre importante. Esta unidad desarrolla una potencia máxima de 150 m.

1.1.2.3 Unidad Dacita Cuarcífera

La unidad Dacita Cuarcífera está constituida por flujos de lavas dacíticas a riolíticas que litológicamente corresponden a una riolita cuarcífera – toba riolítica. Esta unidad

desarrolla las mismas tonalidades de la dacita porfídica, siendo diferenciada de la unidad precedente por la presencia de ojos de cuarzo de 1 a 5mm y la ausencia de textura porfídica. Alberga mineralización en forma de sulfuros de cobre con oxidados de cobre subordinados y despliega un espesor mayor a 200 m. Esta unidad fue datada en el fondo del rajo Elvira (Banco 624), obteniéndose una datación de 181.8 ± 0.6 Ma (Cornejo et al. (2006), por el método TIMS (U-Pb en zircones no zonados).

1.1.2.4 Unidad Pórfido Diorítico

La unidad denominada Diorita corresponde a la unidad informal intrusiva tradicional del yacimiento. Corresponde a un cuerpo subvolcánico tipo sill, con la petrografía de una andesita porfídica de color verde, vesicular, albitizada y fuertemente cloritizada, con una potencia máxima en el yacimiento de 50 m. Puede ocurrir mineralizada, tanto con oxidados como sulfuros de cobre.

1.1.2.5 Unidad Andesita Intrusiva

La unidad Andesita “intrusiva” corresponde a un filón manto riódacítico. Presenta colores entre rosados y verdes, dependiendo del grado de albitización y cloritización desarrollado. Puede presentarse en formas concordante (sill) o discordante (diques). Su espesor varía de 1 a 10 m. Puede presentar mineralización oxidada y sulfurada de cobre. Esta unidad fue datada en el banco 732 de Bárbara Central, obteniéndose una datación de 180.8 ± 0.2 Ma (Cornejo et al. (2006), por el método TIMS (U-Pb en zircones no zonados).

1.1.2.6 Unidad Andesita Basal

La Andesita Basal corresponde litológicamente a una andesita porfídica cloritizada. Tiene un color verde a gris verdoso producto de la fuerte alteración de cuarzo – clorita – epidota. Constituye el piso de la mineralización en el yacimiento. Se reconoce con un espesor de 100 m.

1.1.2.7 Unidad de Diques

Los Diques están constituidos por cuerpos filonianos subverticales de rumbo preferencial noreste, que composicionalmente corresponden a dioritas porfídicas gruesas de piroxeno-plagioclasa y dioritas porfídicas finas de hornblenda. Estas rocas cortan a todas las unidades del yacimiento, incluso a los cuerpos mineralizados. Son de colores verde oscuro o grises oscuros productos de la fuerte cloritización y la presencia de una gran cantidad de magnetita. Son esencialmente estériles, aunque de manera local pueden albergar mineralización de oxidados de cobre, así como pueden presentar pirita en niveles profundos. Algunos de estos cuerpos discordantes han sido datados, con edades entre 147 a 149 Ma (Chávez 1985, por el método K/Ar en anfíbola), 147.4 ± 1.4 Ma (Munizaga et al. (1991), por el método $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ en plagioclasa) y 151.3 ± 1.2 Ma (Cornejo et al. (2006), por el método $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ en plagioclasa). Estas edades se aproximan a las publicadas para la granodiorita Alibaud (Cornejo et al., 2006).

Las unidades descritas anteriormente están representadas en la sección esquemática de la Figura 3.

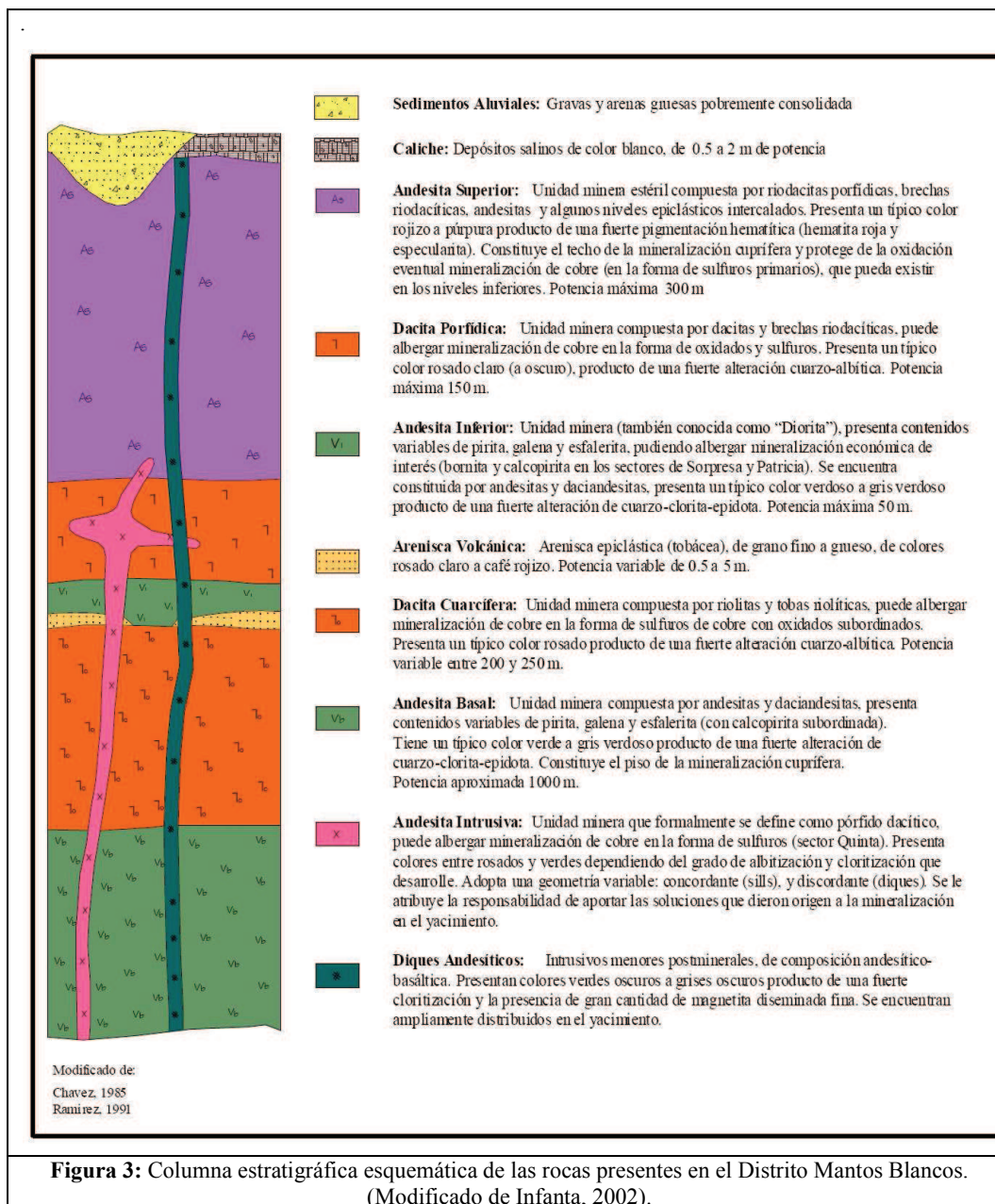


Figura 3: Columna estratigráfica esquemática de las rocas presentes en el Distrito Mantos Blancos. (Modificado de Infanta, 2002).

1.1.2.8 Estructuras

El sistema de Fallas Mantos Blancos está constituido por fallas secundarias que divergen de las fallas principales pertenecientes al Sistema Fallas Atacama y que en algunos casos se disponen de manera paralelas a éstas (Ver Figura 4). A partir de las fallas Prat – Alibaúd y Latorre, se derivan fallas menores en las que se puede identificar tres sistemas principales de fallas: NW, NS y NE, los cuales de acuerdo a la magnitud de sus trazas, abundancia de las mismas y relaciones de contactos, se relacionan temporalmente en el orden indicado.

El sistema NW es el más antiguo, con fallas de rumbo N(40-60)° W y subverticales, entre las que destacan Naranja, Casino, Polvorín y Cabecera (Infanta, 2002), las cuales son muy notorias en el lado oeste del yacimiento sobre los cuerpos mineralizados de Mala Suerte y Argentina, por lo que se estima que tienen relación con la mineralización. Este sistema es paralelo a un lineamiento NW de orden continental (Archibarca – Escondida – Mantos Blancos), perteneciente a una familia de estructuras que se interpretan como fallas profundas que limitan bloques de basamento.

El sistema NS corresponde a estructuras de rumbos variables NS a N25°W y manteos subverticales. Algunas de estas estructuras pueden ser de bajo ángulo y constituyen posibles sistemas conjugados, con una importante actividad tardía posterior a la mineralización, entre las que destacan Marina, Nora y Elvira.

El sistema de fallas NE (N40-55°E) son las más claras en el yacimiento, con trazas subverticales de orden regional y controlan la disposición de diques que cortan a los cuerpos mineralizados en el yacimiento modificando así la geometría original del depósito, por lo que se deduce que su actividad principal es tardía y posterior a la

mineralización. Las estructuras principales de este sistema corresponden a: Mala Suerte, Mercedes, Tercera y Quinta, donde el desplazamiento mayor en la horizontal se debe a Falla Tercera, que cruza el yacimiento en su parte central dividiéndolo en dos sectores (Ver Figura 4). Parecen tener un control fundamental en la columna de oxidación, incluso bajo la unidad minera Andesita superior como se observa en el yacimiento, cuyo fracturamiento asociado permite que los agentes supérgenos capturen de manera más eficiente mineralización profunda de sulfuros (Orrego, 2001).

Las fallas noreste definen en el distrito cuatro bloques estructurales del tipo hortsgraben, que de este a oeste se denominan: Latorre (fallas Latorre y Quinta), Quinta (fallas Quinta y Tercera), Tercera (fallas Tercera y Mercedes) y Mercedes (fallas Mercedes y Prat-Alibaud). En este último, existen bloques más pequeños, Argentina, Esperanza y Naranja Sur, limitados por fallas NS y NW.

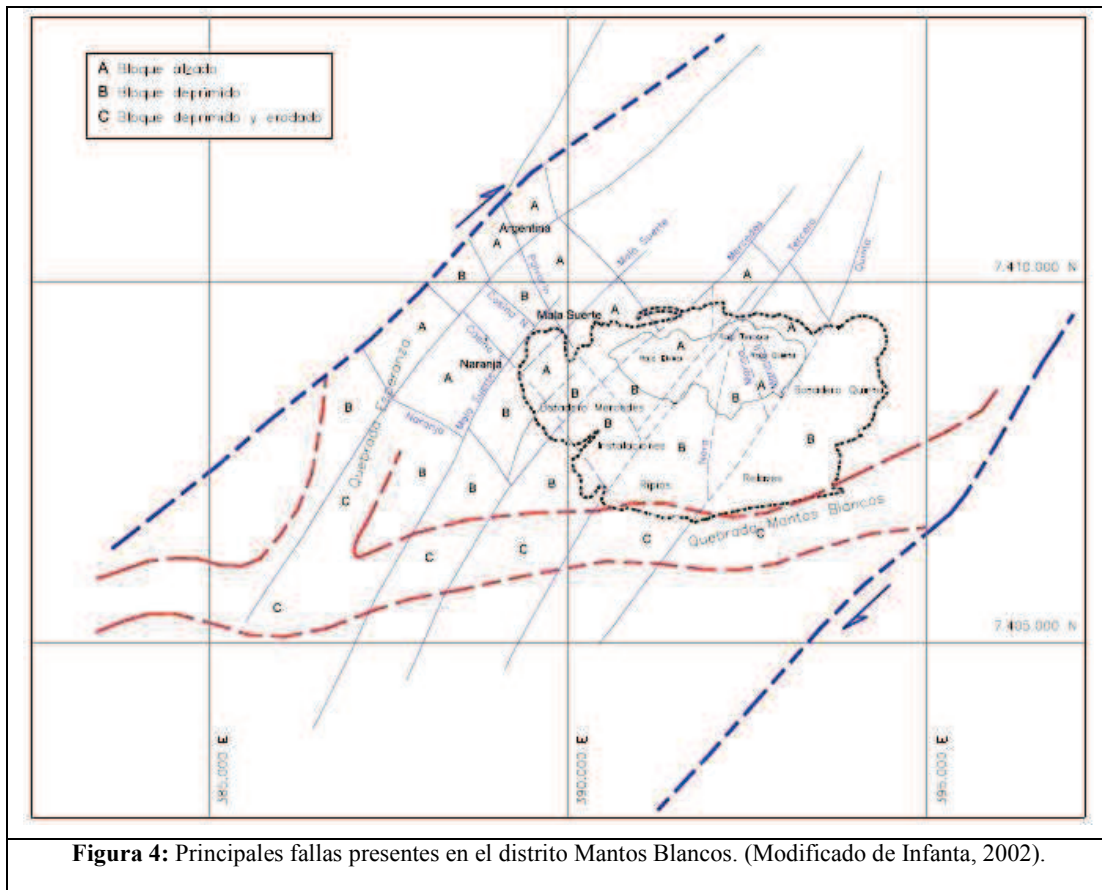
Entre las estructuras noreste, la información de sondajes antiguos y geología de superficie indican que el bloque Quinta ha descendido respecto a los demás, mientras que el de Mercedes sería el más alzado, aunque en este último caso con porciones que han descendido (Infanta, 2002).

Las fallas de orientación principal NW, entre las que destacan: Naranja (N40°W/70- 80°SW), Casino (N35-40°W/70-80°NE) y Polvorín (N35°W/70-80°SW), conforman un corredor estructural favorable que contiene a la mineralización. Estas han sido interpretadas como fallas extensionales que controlan la distribución de los cuerpos mineralizados y el emplazamiento de diques dacíticos (Infanta, 2002).

La Falla Mala Suerte presenta longitudes aproximadamente de 3 km y siguen un

comportamiento transcurrente de carácter sinistral (Ver Figura 4). Corresponde a la falla más occidental, presenta un rumbo variable de N (25-30)°E y manteos aproximados de 80° al sureste, con un movimiento vertical de tipo inverso (Cortés, 1998; Cortés et al., 2000).

La Falla Quinta corresponde a la estructura más oriental del sistema y limita el cuerpo mineralizado por el este, separando rocas volcánicas de rocas intrusivas (Ver Figura 4). Se dispone con rumbos variables de N (15-28)°E y manteos subverticales al noroeste. Presenta un movimiento de transcurrencia dextral, combinado con movimientos verticales normales que marcan el descenso del bloque occidental (Díaz, 1998).



La Falla Marina está localizada en el Rajo Marina, presenta una orientación general N5W/75SE, con variaciones en su rumbo y manteo de (15-10)° respectivamente. La traza es irregular presentando una transcurrencia sinistral con un componente de rechazo vertical del tipo normal (Ver Figura 4). En la zona de falla se exponen arreglos geométricos similares a un 16inera extensional (Veliz, 1996).

La Falla Nora se localiza en el sector nororiental del yacimiento, según información de labores subterráneas, presenta una orientación de N15E/20SE, variando su rumbo y manteo en unos 30° aproximadamente (Ver Figura 4). Se conecta con la Falla Tercera y Quinta. Su traza es sinuosa y presenta movimientos transcurrentes sinestrales con un rechazo vertical moderado del tipo normal (Lucero, 1998).

La Falla Mercedes se ubica en el borde oeste del yacimiento, limitando la zona de mineralización (Ver Figura 4). Se manifiesta como una zona de falla de unos 20 m de ancho y se encuentra delimitada por dos trazas principales Falla Mercedes I y Falla Mercedes II, dispuestas en forma paralela según N35°E (Núñez, 1998). Presenta manteos subverticales y presenta un componente oblicuo importante, pero con un desplazamiento sinistral (Díaz, 1998).

La Falla Elvira constituye la estructura principal que aflora en el área de estudio, atravesando el Rajo Elvira, con una potencia máxima de 2 m (Núñez, 1998) y una orientación general N10E/84SE, con algunas variaciones en sus direcciones de rumbo y manteo (Ver Figura 4). Presenta una transcurrencia sinistral y movimientos verticales normales (Veliz, 1996).

El Sistema de fallas Tercera presenta una orientación variable de N (20-40)°E con manteos subverticales y un ancho de 30 m (Ver Figura 4). Esta falla ocasiona un importante desplazamiento en sentido sinistral con una componente oblicua, y que desplaza el cuerpo mineralizado del yacimiento Mantos Blancos del orden de unos 400 m (Cortés et al., 2000).

Las fallas principales descritas y su asociación espacial son relevantes en este yacimiento ya que dirigen la mineralización de mena y ganga, actualmente este parámetro geológico es usado como herramienta exploratoria.

1.1.2.9 Alteración y Mineralización

Usando la nomenclatura de la columna de la Figura 3 se identifican tres unidades de alteración-mineralización, denominadas: Andesita Superior, Dacita Porfídica y Andesita Inferior. La primera está integrada por andesitas, dacitas, brechas volcánicas, tobas y areniscas, con una típica tonalidad rojiza por la presencia de pigmentación hematítica y especuladita diseminada. La Dacita Porfídica corresponde a dacitas porfídicas y riolitas con ojos de cuarzo (Dacita Cuarcifera), tobas y andesitas, de colores pardo-rosado pálido a pardo anaranjado, con alteración que incluye albita, epidota, sericita-illita, clorita y cuarzo, entre otros que acompañan a mineralización de óxidos y sulfuros de cobre. La Andesita Inferior incluye principalmente andesitas y dacitas porfídicas, por lo común de color verde por la presencia de clorita, albita, cuarzo y epidota, además de pirita y menor calcopirita.

La alteración hidrotermal comprende un metasomatismo potásico temprano que incluye feldespato potásico, cuarzo, biotita y clorita; una asociación propilítica con cuarzo, clorita, epidota, calcita y la superposición de una fuerte alteración sódica,

principalmente compuesta por albita y que acompaña la generación de los cuerpos mineralizados más ricos del depósito (Ramírez et al., 2006; Cornejo et al., 2006). Esta albitización afecta a todas las unidades del yacimiento como reemplazo de feldespatos (fenocristales y microlitos en masa fundamental), vetillas y relleno de oquedades (Ramírez, 1991).

Por otro lado, se observa una gran presencia de hematita en el yacimiento, tanto hipógena como supérgena. La unidad denominada Andesita Superior presenta hematita especular diseminada y en vetillas. Por otro lado se observa hematita especular y hematita roja en las unidades mineralizadas, como producto directo del proceso de enriquecimiento hipógeno desde sulfuros como calcopirita (Cu:Fe=1:2) a Bornita (Cu:Fe=5:1) o digenita (Cu:Fe=9:0). Por este motivo algunos autores antiguos señalan que la intensidad del tinte hematítico de las unidades dacíticas tiene directa relación con la calidad de los sulfuros de cobre presentes.

La mineralización metálica está integrada por calcosina (y/o digenita), covelina, bornita, calcopirita, pirita, especularita, magnetita, galena y esfalerita escasa, que ocurren en forma diseminada, siguiendo guías irregulares y discontinuas con espesores variables. Los oxidados de cobre corresponden a atacamita, crisocola, en forma restringida se observa malaquita, antlerita, tenorita, cuprita y almágres, según diseminación y relleno de fracturas. La plata se presenta reemplazando al cobre en la estructura cristalina de los sulfuros y, ocasionalmente, como plata nativa. Los cuerpos mineralizados corresponden a lentes irregulares de oxidados y sulfuros de cobre dispuestos en forma tabular con unos 100 a 200 m de espesor (Bóric et al., 1990). Se encuentran cortando la estratificación a bajo ángulo o dispuestos de manera subparalela a ella (Canales et al., 1991).

La mineralización presenta una zonación vertical característica (Infanta, 2002), con espectralita en la parte alta (Andesita Porfírica y Andesita Superior), a la que le sigue en profundidad una zona de oxidados de cobre (atacamita con menor crisocola), pasando a una zona de sulfuros de alta ley (calcosina-bornita). Esta última corresponde a lentes irregulares con núcleos ricos en calcosina, la disminuye hacia el borde pasando a predominar la bornita. Rodeando estos lentes, ocurre una zona de más baja ley integrado por calcopirita y bornita, terminando en profundidad con una zona pirítica, ocasionalmente en algunos sectores con calcopirita asociada. Los sectores con enriquecimiento secundario son de poca extensión, predominando covelina sobre calcosina y ubicados en las cercanías de fallas mayores del yacimiento. Los oxidados de cobre se habrían desarrollado por la oxidación in situ de los sulfuros primarios.

1.1.3 Proceso Mina

La mina Mantos Blancos opera mediante el método tradicional a “Rajo Abierto”, un yacimiento que se desarrolló a partir de la unión y profundización de explotaciones existentes antiguas, adicionando a esto la extracción de minerales contenidos en los puentes y pilares de la antigua explotación subterránea, además se explotan cuerpos satélites.

Flota de Cargío		
Equipo	Número	Horas de Uso
Komatsu WA-1200-3	2	15,200
Caterpillar 994F	1	23,000
Caterpillar 994A	2	99,800
Caterpillar 994D	1	3,700
Caterpillar 994D	1	58,700

Tabla 1: Detalle de Flota de Carguío
División Mantos Blancos Angloamerican.

Flota de Transporte		
Equipo	Número	Horas de Uso
Caterpillar 789B	17	110,000
Caterpillar 789C	3	27,000

Tabla 2: Detalle de Flota de Transporte
División Mantos Blancos Angloamerican.

El rajo es explotado mediante bancos de 12 metros de altura, llegando éstos a alcanzar 24 metros en zonas de pit final, en donde las paredes son controladas con perforación de precorte. La perforación es realizada mediante sistema DTH (*down the hole*) con un diámetro de 10 5/8 pulgadas, esta perforación esta realizada a través de 8 máquinas de perforación (2 para precorte y 6 para producción).

La extracción de roca se realiza mediante 7 cargadores frontales de 23 *yd*³ y 20 camiones de 195 toneladas métricas, todos estos equipos pertenecen a Mina Mantos Blancos. A continuación se detallan las diferentes flotas de carguío, transporte y equipos de apoyo:

Flota de Equipos de apoyo	
Equipo	Número
Wheeldozer Caterpillar 824H	1
Wheeldozer Caterpillar 690D	1
Wheekdozer KMS WD600	2
Wheeldozer KMS WD900	2
Bulldozer Caterpillar D10R	3
Motoniveladora Caterpillar 16G	1
Excavadoras Caterpillar	2

Tabla 3: Detalle de Equipos de Apoyo
División Mantos Blancos Angloamerican.

1.1.4 Proceso Planta

1.1.4.1 Planta de óxidos

La planta de óxidos beneficia minerales provenientes de mina los cuales son conminuidos en una planta de chancado primario, secundario y terciario para posteriormente ser aglomerados y lixiviados en bateas. Además cuenta con operaciones de lixiviación de minerales ROM en una planta denominada Dump Leach Este (Ver Figura 5), en los cuales los minerales son cargados en pilas de 20 metros de altura los cuales son lixiviados en ciclos de 180 días aproximadamente y finalmente cuenta con operaciones de lixiviación de antiguos ripios en pilas dinámicas en ciclos de 30 días y una lixiviación secundaria de los ripios salientes de bateas en una pila permanente en pisos de 8 metro.



Todas las soluciones provenientes de los procesos de lixiviación (PLS) son procesados en una planta de extracción por solventes (ver figura 5), la cual cuenta con un tren de dos etapas de extracción, dos de re-extracción y una de lavado, siendo los electrolitos conducidos a un proceso de electro-depositación en una nave de 166 celdas

con 60 cátodos por celda y una capacidad máxima de producción de 5000 t/mes de cobre fino.

1.1.4.2 Planta Concentradora

La planta concentradora tiene una capacidad para beneficiar 4.5 millones de toneladas de mineral por año, recuperando en forma de concentrado, el cobre soluble y la plata contenidos en los minerales sulfurados.

El mineral es reducido de tamaño, para ser enviado a la etapa de flotación, a través de tres etapas principales de conminución o reducción de tamaño:

- **Chancado Primario**, que reduce el mineral en un 100% bajo 5" (ver figura 6).
- **Chancado Fino**, que reduce el mineral en un 80% bajo 4.2mm (ver figura 6).
- **Molienda húmeda**, donde se alcanza un tamaño final de un 80% bajo 220 micrones, este material recibe el nombre de pulpa (ver figura 7).

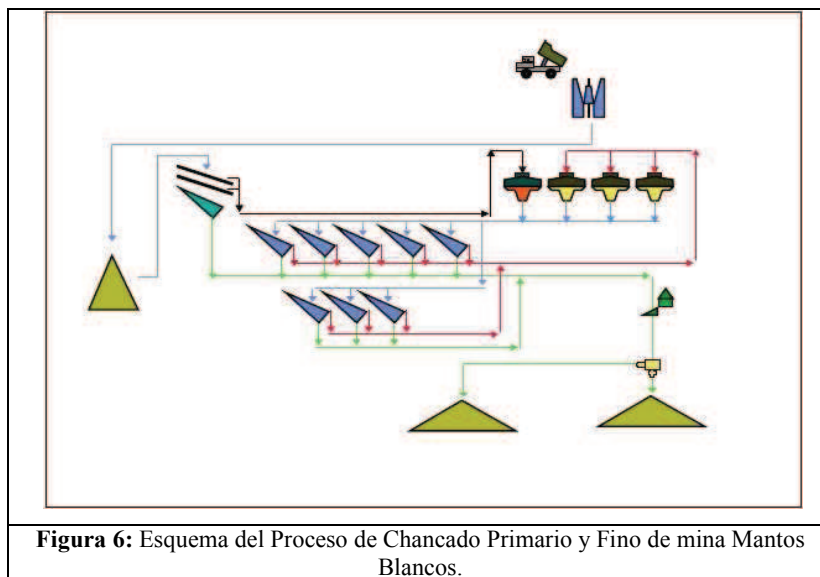
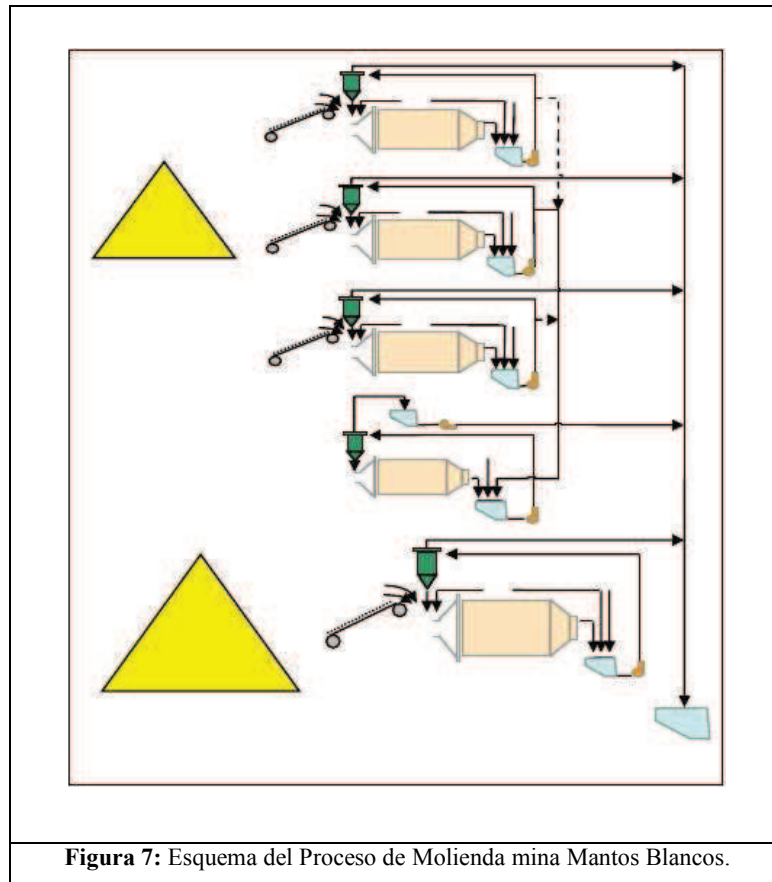


Figura 6: Esquema del Proceso de Chancado Primario y Fino de mina Mantos Blancos.



La pulpa es conducida al cajón de alimentación al proceso de flotación, la primera etapa es la flotación pre-rougher, la cual se realiza en un banco de 2 celdas de 1500 pie cúbicos (ver figura 8), los concentrados luego se envían a una celda columnar Deister alimentan el circuito de remolienda de concentrados. La cola de la celda pre-rougher alimenta al circuito de flotación rougher sulfuro, el que consta de 4 bancos con un total de 9 celdas de 1500 pie cúbico ordenadas en un arreglo 2-2-2-3 (ver figura 8). Los concentrados de esta etapa de flotación se envían al circuito de remolienda de concentrados, la cola de este circuito es colectada en un cajón y desde allí se bombea a una batería de hidrociclones en donde se separa la pulpa de granulometría fina (overflow) la que se envía al circuito de flotación de óxidos y la pulpa de granulometría gruesa (under-flow).

La pulpa de granulometría gruesa de la clasificación de la cola de Flotación rougher es enviada a un cajón en donde se mezcla con la cola de la flotación scavenger y agua para acondicionar (ver figura 8). Esta pulpa constituye la alimentación al circuito de flotación de gruesos, la que se realiza en 1 banco de 2 celdas de 1500 pie cúbicos, los concentrados son enviados a remolienda de concentrados y la cola es bombeada al circuito de flotación de óxidos. La etapa de remolienda de concentrados consiste en coleccionar la totalidad de los concentrados rougher, la descarga de la celda Deister y los concentrados del circuito de flotación scavenger, los que constituyen la alimentación a un circuito de remolienda de concentrados operando en circuito inverso. El producto de esta operación es una pulpa de granulometría 80 % bajo 45 micrones la que alimenta a la celda de flotación columnar, que finalmente entrega como producto concentrado final de 40 % de ley en cobre tota (ver figura 8).

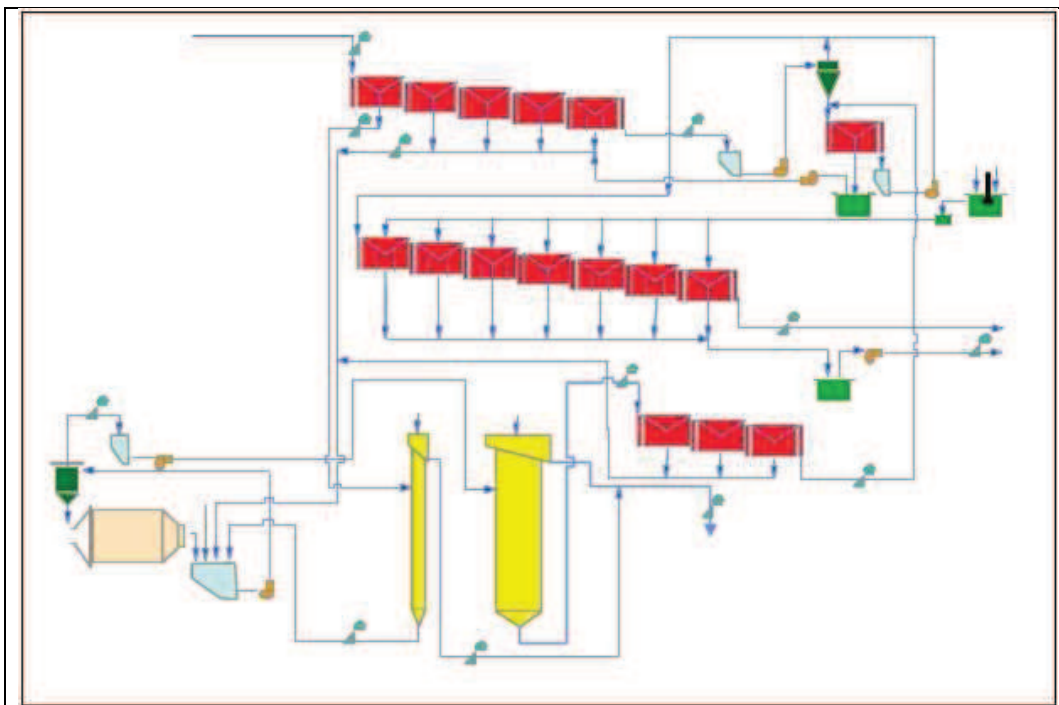


Figura 8: Esquema Planta de Flotación mina Mantos Blancos.

La cola de la celda columnar alimenta al circuito de flotación scavenger que está compuesto de 3 bancos con un total de 3 celdas de 1000 pie cúbico y la cola de este al circuito de flotación de gruesos.

El circuito de flotación de óxidos está compuesto por 7 bancos con un total de 20 celdas de 500 pie cúbico cada una operando bajo un arreglo 3-3-4-2-3-3-2 , el cual tiene por objeto sulfidizar las partículas de óxido de modo darle un carácter de sulfuro y luego a través de un colector de sulfuro proceder a flotarlas, los concentrados producto de esta flotación son colectados y bombeados a la planta de Lixiviación ácida por agitación, luego, se flotan los arrastres de cobre sulfurado contenidos en el concentrado de óxidos y posteriormente se recuperan las soluciones a través de un circuito de lavado de la pulpa en contracorriente mediante espesadores.

La cola del circuito de flotación de óxidos constituye el relave final de la concentradora y la alimentación al circuito de tratamiento de relaves.

1.2 ANTECEDENTES GENERALES FURE

1.2.1 Descripción Codelco

Codelco es el primer productor de cobre del mundo y posee, además, cerca del veinte por ciento de las reservas mundiales del metal rojo.

El nombre Codelco representa a la Corporación Nacional del Cobre de Chile, una empresa autónoma propiedad del Estado chileno, cuyo negocio principal es la exploración, desarrollo y explotación de recursos mineros de cobre y subproductos, su

procesamiento hasta convertirlos en cobre refinado, y su posterior comercialización.

La compañía ejecuta sus operaciones a través de seis divisiones mineras más la Fundición y Refinería Ventanas, que pertenece a Codelco desde mayo de 2005. Su estrategia corporativa es coordinada desde la Casa Matriz ubicada en Santiago de Chile.

La Corporación participa además en la propiedad de importantes empresas mineras, como Minera Gaby S.A., donde posee el 100% de la propiedad, y como El Abra, en la que posee el 49%-; y otras asociaciones mineras orientadas a la explotación geológica, tanto en Chile como en el exterior.

1.2.2 División Chuquicamata

El complejo minero de Chuquicamata, uno de los más emblemáticos y con gran potencial de desarrollo estratégico, está ubicado a 1.650 kilómetros al norte de la capital de Chile, a 2.870 metros sobre el nivel del mar. Cuenta con la mina explotada a rajo abierto, "Chuquicamata", la cual entró en operaciones en 1910, aunque sus propiedades mineras también eran conocidas desde hace siglos por culturas prehispánicas.

La producción de Chuquicamata es de unas 528.377 toneladas de cátodos electro refinados y electro obtenidos con una pureza de 99,99 % de cobre. También produce unas 10.760 toneladas métricas de contenido fino de molibdeno. Además, se obtienen otros subproductos, como barros anódicos y ácido sulfúrico.

Dentro del mismo distrito se encuentra la División Radomiro Tomic, la cual está ubicada a 1.670 kilómetros de Santiago, a 3.000 metros sobre el nivel del mar en la cordillera de Los Andes.

Se trata de un yacimiento donde el tipo de explotación es a rajo abierto para la obtención de minerales oxidados. Aunque fue descubierto en la década de 1950, sus operaciones comenzaron en 1995, después de que Codelco actualizó los estudios sobre la factibilidad de su explotación y contó con la tecnología necesaria para explotarlo de manera económicamente rentable. A partir de abril de 1998 comenzó su operación en régimen.

Su planta está diseñada para un nivel de producción anual de 300 mil toneladas de cátodos de cobre. Actualmente se encuentra en proceso de transición a minerales sulfurados, que están siendo actualmente enviados a la concentradora y posteriormente a la FURE.

1.2.3 Gerencia Fundición

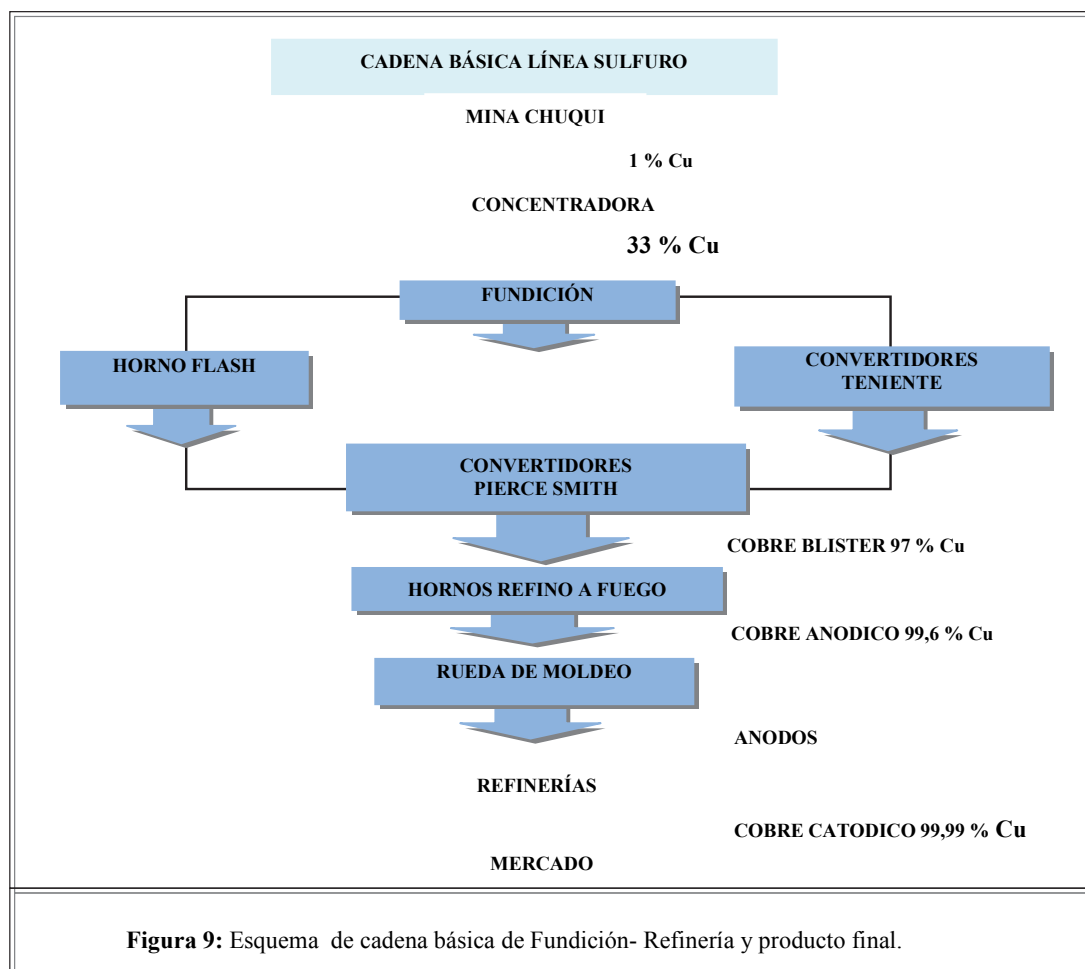
A cargo de la Gerencia se encuentra la Unidad Fundición-Refinería, la cual posee como primer eslabón el área Fundición de Concentrado, la cual adquiere al área Mina-Concentradora o a externos, el cobre fino contenido en concentrados de cobre de acuerdo a un precio, deducción metalúrgica, cargo de tratamiento, premios y penalidades acordados contractualmente según referentes de mercados.

Luego, en la segunda etapa del proceso a cargo de esta Gerencia, está compuesta por la Refinería, en la cual mediante procesos electro-químicos, se transforma el cobre

anódico en cátodos electro-refinados de alta pureza con 99,99% de Cu, que son directamente comercializados.

El objetivo principal de este negocio consiste en procesar el cobre anódico que proviene de la Fundición de Concentrado o de terceros; de acuerdo a precio, deducción metalúrgica, cargos de refinación R.C. y luego vender cátodos electro-refinados (producto final) y barro anódico (subproducto); con los precios, premios y penalidades según los referentes del mercado mundial.

Este negocio cuenta además con una planta de oxígeno que suministra este insumo principalmente a las etapas de fusión/conversión y, una planta de ácido sulfúrico que genera uno de los subproductos que comercializa este negocio, el cuál es generado mediante la captura de los gases metalúrgicos provenientes de los procesos de fusión y conversión.(Ver Figura 9)

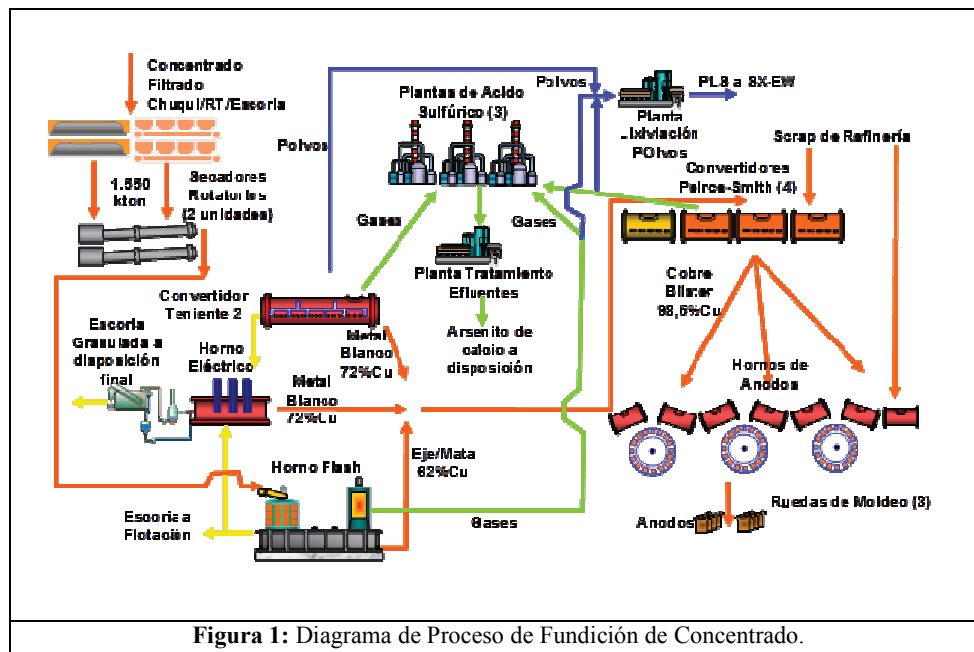


1.2.4 Unidades Productivas

La Gerencia FURE, consta de 2 grandes plantas industriales: Fundición de Concentrado (FUCO) y Refinerías (REF). Con la finalidad de procesar 1.550.000 toneladas de concentrado de cobre al año con un 32% de pureza, provenientes de la Planta Concentradora de la misma división y contratos de suministros externos (Minera Escondida, Cormin Perú, etc.), produciendo 520.000 toneladas de Cobre al año que sumadas a las 100.000 toneladas/año de contratos de compra con Fundición Altonorte y

Fundición Caletones, las cuales se procesan integralmente en la Refinería de Cobre a través de un proceso de electro refinación.

A) **Fundición de Concentrado:** el proceso productivo de esta planta se detalla en 7 áreas industriales:



1.- Unidad Preparación Carga: área industrial que recibe concentrados de cobre desde la planta de filtros a un 8% de humedad, a través de un complejo sistema de 84 correas transportadoras, tolvas, camas de almacenamiento y mezcla de carga. Estos concentrados son secados a través de 2 hornos rotatorios consiguiendo una humedad final del 0,3%, para luego ser inyectados a través de sistemas neumáticos en fase diluida a las unidades de fusión: Horno Flash y Convertidor Teniente. Además de ello, consta de una planta de chancado para el reproceso de escorias.

2.- Horno Flash: complejo industrial con un horno horizontal y una caldera, que recibe concentrado seco a razón de 2200 ton/día para fundirlo a través de proceso piro metalúrgico, separando escoria de Eje al 62% de pureza de cobre. La caldera aprovecha los gases calientes para entregar vapor saturado a la termoeléctrica con la finalidad de generar energía para el proceso productivo.

3.- Convertidor Teniente: complejo industrial que comprende: un horno rotatorio (CT2), horno eléctrico (Hele) y planta de granalla, que recibe concentrado seco a razón de 2200 ton/día, fundiéndolo en un horno con la capacidad de poder rotar para carga y descarga, separando la escoria del metal blanco al 72% de pureza.

4.- Convertidores Pierce Smith: complejo industrial de 4 hornos convertidores rotatorios, 4 grúas portales Morgan de 100 toneladas y sistema de manejo de gases, con la capacidad de refinar el material desde Horno Flash y CT, elevando la calidad del producto, entregando cobre blíster al 98,5% de pureza.

5.- Refinos y Ruedas de Moldeo: complejo industrial compuesto por 6 hornos rotatorios que refinan el cobre hasta conseguir 99,6% de pureza, alimentando las 3 ruedas de moldeo. Además de ello recibe carga fría proveniente de scraps de ánodos en formato de 100 kilos desde la Planta de Refinería para el reproceso en 2 hornos rotatorios.

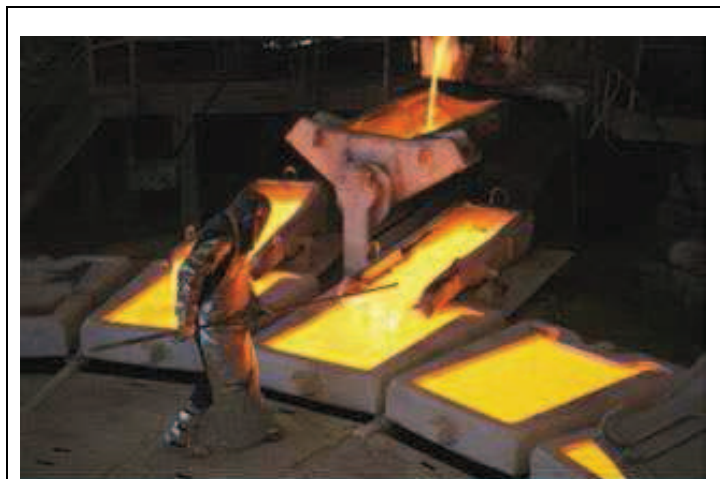


Figura 2: Proceso del moldeo de ánodos de cobre, formato de 420 kg.

6.- Planta de Ácido: complejo industrial con 3 líneas paralelas que se encargan de recuperar todos los gases con alto contenido de sulfuros (SO_3) para transformarlos en Acido Sulfúrico (H_2SO_4), a razón de 1.050.000 ton/año, necesarios para la irrigación de las pilas de lixiviación de plantas de óxidos, además de minimizar los niveles de contaminación al ambiente, consiguiendo un 90% de captura.

7.- Planta de Oxígeno: Complejo industrial que se encarga de generar, almacenar y distribuir el oxígeno necesario para enriquecer la mezcla con aire, insumo vital en el proceso piro metalúrgico de los hornos de la Fundición de Concentrado.

B) Refinerías: Con el fin de continuar presente en el mercado de suministro de cobre electrolítico de alta pureza, la División Codelco Chuquicamata (DCH), inicio a principios del año 2002 el proyecto de cambio tecnológico, para modernizar todo el proceso de electro refinación de cátodos de cobre. El proceso productivo de esta

planta se detalla en 2 áreas industriales: Electro Refinación y Manejo de Materiales.

La Refinería de Cobre DCH, tiene por objetivo, eliminar las impurezas presentes en los ánodos procedentes de las Fundiciones de DCH, Teniente, Altonorte y FPO (hoy discontinuado), en formato de 420 kilos; para ser transformado en cobre electrolítico en planchas de 160 kilos, desde un 99,6 al 99,99% de pureza.

El proyecto de cambio tecnológico, consideró el cambio del sistema productivo de electro refinación, además de la adquisición de toda la maquinaria del Área de Manejo de Materiales: 3 Bay Carriers (BC), 6 Automatic Guided Carriers (AGC), 4 Transfer Carriers (TC), 2 Lavadoras de Scraps (MLS), 3 Preparadoras de Ánodos (MPA), 4 Despegadoras de cátodos (MDC), 2 Grúas Portales (KUNZ). La inversión final del proyecto fue de 250 Millones de Dólares.

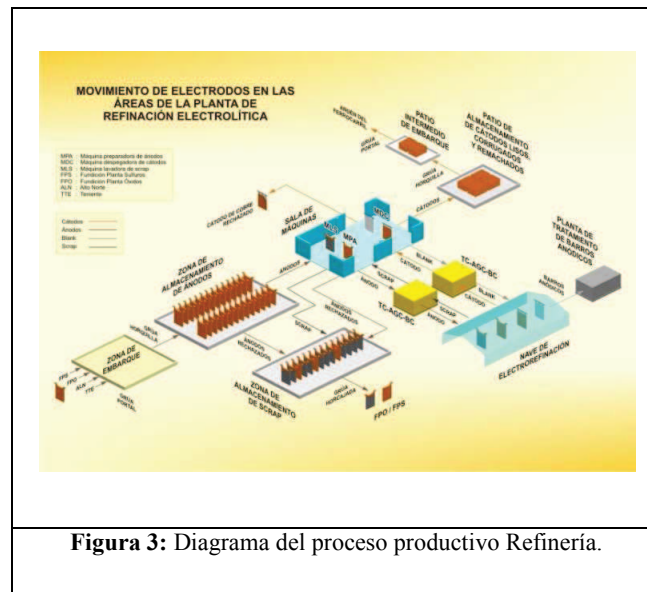


Figura 3: Diagrama del proceso productivo Refinería.

El proceso productivo de Refinería, se inicia con la llegada de los ánodos de cobre, de los 4 proveedores nombrados, al patio de embarque, siendo descargados a través de alguna de las 2 grúas Kunz. Se rechazan las unidades con problemas de forma en sus orejas o cuerpo, los ítems aceptados, se cargan vía montacargas a alguna de las 3 MPA. En estas máquinas se toman los ánodos, pasan por una estación de pesaje y prensado de cuerpo, si están fuera de los estándares requeridos en términos de forma y peso, son nuevamente rechazados. Los productos aceptados siguen avanzando para pasar por la estación de prensado de oreja, fresado y espaciado, para luego ser cargados a la nave de electro refinación a través de los AGC, TC y BC (carriers).

En las celdas de la nave de electro refinación, se genera un proceso de transferencia de electrones de cobre, desde los ánodos hacia planchas madre de acero inoxidable llamadas blanks, a través de un medio acuoso denominado electrolito. Este proceso dura aproximadamente 10 días, al término de este periodo se retiran los blanks con la carga de cobre adherida en sus dos caras denominado cátodo. El proceso de retiro de cátodos y carga de nuevos blanks a la celda se denomina Renovación Parcial.



Figura 4: Vista longitudinal de la nave Electro Refinación.

Los cátodos retirados, son llevados a través de los carriers a las MDC. En estos equipos, el cátodo se lava para retirar los restos de electrolito, se separa la placa de cobre del blank, se rechazan las unidades defectuosas, se apilan en paquetes de 16 unidades, se pesan, etiquetan, enzunchan y se entregan para despacho vía Ferrocarril, a Puerto Mejillones para embarque a destino final.

Los blanks que salen de las MDC son nuevamente cargados a las celdas de la nave para el inicio del segundo proceso de electro refinación usando el mismo ánodo, al término de los siguientes 10 días, se retiran los nuevos cátodos generados, además de los restos de ánodos ya degradados por el proceso denominados scraps. Estos últimos son retirados por los carriers para ser lavados, apilados y retirados a través de las MLS, para finalmente ser enviados a la Fundición de Concentrado como carga fría. Todo este proceso se denomina Renovación Total.



Figura 5: Automatic Guided Carriers (AGC), cargado con cátodos y scraps.



Figura 6: Vista aérea de sala de máquinas y grupo de 4 despegadoras de cátodos.

1.3 ANÁLISIS DEL MERCADO DEL COBRE

Parte del buen comportamiento mostrado por el precio del cobre actualmente, tiene una correlación directa con la depreciación del dólar en los mercados internacionales. Pero más allá de este efecto y de otros elementos financieros, como el aumento observado en las posiciones no comerciales, han sido los sólidos fundamentos los que han dado soporte a la cotización del metal. En particular, una oferta que no ha sido capaz de seguir el vigoroso ritmo de la demanda. Esto permite evaluar nuevas oportunidades de casos de negocio como el propuesto en la presente tesina.

A pesar de las señales de inestabilidad en el consumo por parte de algunas economías europeas debido a sus situaciones de endeudamiento, así como también, la resiliencia con que China ha enfrentado las medidas adoptadas por el Gobierno para

enfriar la economía, se han reflejado en una inesperada fortaleza de la demanda aparente por cobre.

La demanda de cobre refinado alcanzó 19,18 millones de TM en 2010 (+5,9%); esta alza se habría producido por la recuperación en el consumo de los principales países consumidores de cobre y la consolidación de los países emergentes. A pesar de que China sólo sube un 4,7%, explica casi el 40% del consumo total, con 7,5 millones de toneladas. Para los años 2011 y 2012, se espera un incremento en la demanda total de 5,3% y 4,2%, respectivamente.

En cuanto a la oferta de refinados, durante el año 2010 se estima que ésta habría exhibido un incremento de 3,1% respecto al año anterior. Parte de este crecimiento se explicaría por el aumento en la producción de cobre secundario. Para el bienio 2011-2012, se espera un crecimiento levemente superior al registrado el año anterior, el que, sin embargo, no sería suficiente para satisfacer la mayor demanda esperada. Lo anterior, debería agudizar el problema de desabastecimiento.

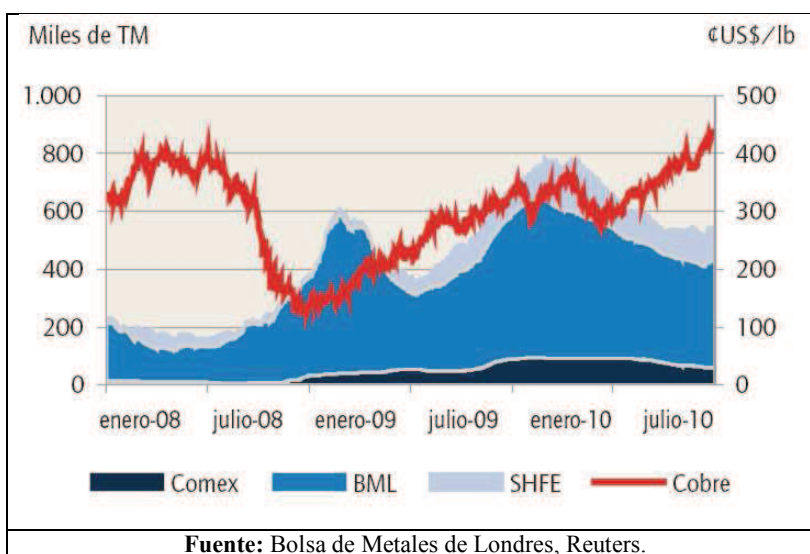
1.3.1 Panorama Económico

El precio del cobre tuvo una tendencia ascendente a lo largo del año, alcanzando uno de los mayores promedios anuales históricos.

Al finalizar el año 2010, el precio del cobre cotizado en la Bolsa de Metales de Londres alcanzó un promedio de 341,978 ¢/lb, cifra superior un 46% respecto del promedio del año 2009, posicionándose como el mayor promedio nominal anual de la historia.

La tendencia alcista observada por el precio del cobre a comienzos de 2009 se mantuvo durante gran parte de 2010, y sólo fue interrumpida – transitoriamente -, entre marzo e inicios de junio. En este período la cotización se movió en paralelo al comportamiento general del mercado, el que se ajustó en un contexto de mayor aversión al riesgo, producto de la incertidumbre que generaba la crisis de deuda de algunas economías de Europa y la consecuente inquietud que surgió en torno a una recesión de doble fondo a nivel global.

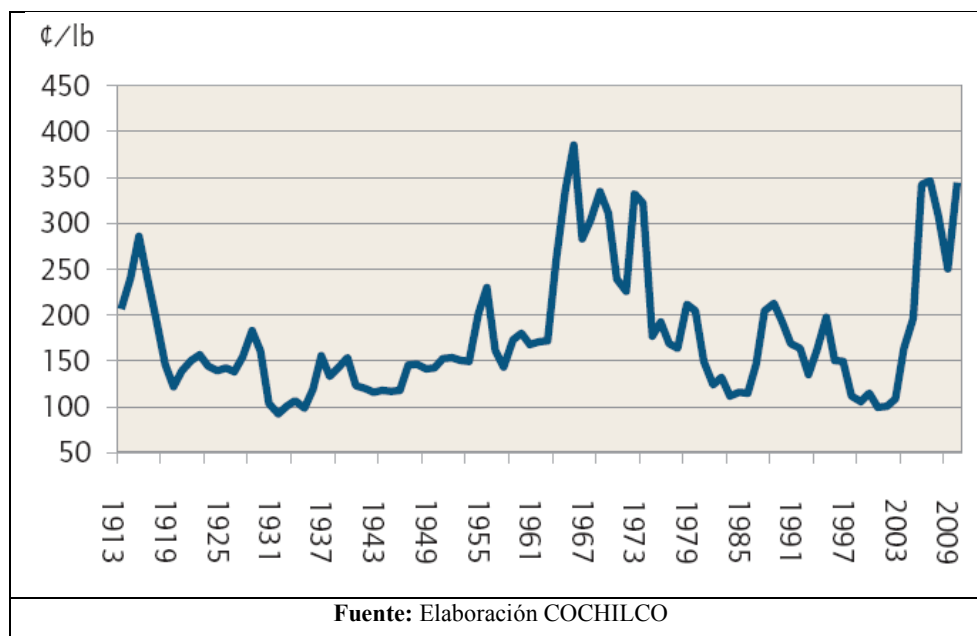
A pesar de lo anterior, se observó a lo largo de 2010 una evolución positiva del precio, que se elevó desde 338,561 ¢/lb a inicios de enero, hasta el máximo anual de 441,781 ¢/lb alcanzado el día 31 de diciembre¹.



El período de repunte más marcado ocurrió a comienzos de junio, iniciando una tendencia creciente que ignoró incluso los meses de julio y agosto, fecha de usual desaceleración en el mercado, debido al período estival en que se encuentra el

¹ Precio del Cobre /Stocks en Bolsa. Período 2008-2010. Valores diarios

hemisferio norte. A partir de ese momento, y hasta el término del año, la cotización se incrementó en un 60%. No obstante, al observar la evolución histórica del precio, se evidencia el comportamiento cíclico de éste. También se desprende la fortaleza de la cotización promedio alcanzada durante el 2010 en términos reales. En efecto, al observar la evolución en la cotización del metal rojo, desde el año 1913 hasta el 2010, encontramos que el promedio del año anterior se posiciona como el cuarto mayor valor en este período, siendo sólo sobrepasado por la cifra registrada en el año 1966 (máximo valor real de la historia), seguido por los promedios de 1969 y 2007².



Asimismo, durante el año 2010 se observó un gran dinamismo en el mercado, propiciado por los cada vez más sólidos fundamentos, los que estuvieron a su vez respaldados por un mejor desempeño, al inicialmente previsto de la economía China y de otros mercados emergentes, como fueron Brasil y el resto de los países asiáticos.

² Evolución Precio Real del Cobre. Período 1913-2010. Valores reales, base 2010.

Inventarios de Cobre en Bolsas de Metales. Período 2009-2010.

	2009	2010	Var. 2009/ 2010		Var. 1S 2010/2S2010	
	'000 TM	'000 TM	'000 TM	%	'000 TM	%
BML	502	378	-125	-25%	-74	-16%
COMEX	90	59	-31	-35%	-34	-37%
SHFE ⁽¹⁾	95	132	37	39%	8	6%
Total	688	569	-120	-17%	99	-15%

Fuente: Cochilco sobre la base de información de las bolsas de metales.

Nota: Inventarios al final de cada período, cifras redondeadas.

(1) En el caso de Shanghai Futures Exchange (SHFE) corresponde al último jueves del período.

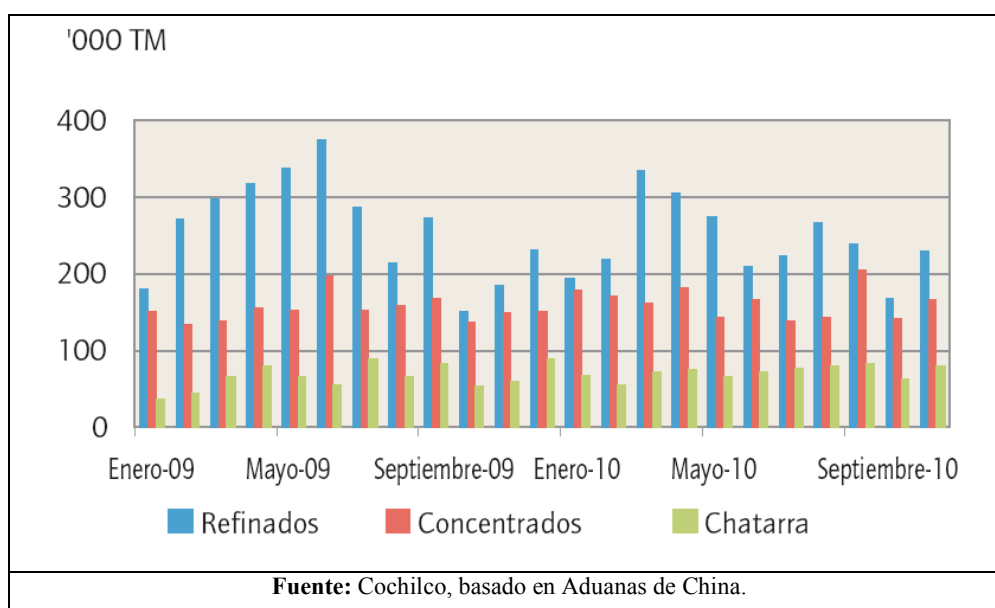
1.3.2 China continuó siendo el motor detrás de la creciente tendencia en los precios

Las razones que se encuentran detrás del positivo rendimiento de la cotización durante el segundo semestre del año, se relacionan tanto con las renovadas señales de estabilidad en la demanda por parte de algunas economías europeas, así como también, por la resiliencia con que ha enfrentado China las medidas adoptadas por el Gobierno para enfriar la economía. Ello se ha reflejado en una inesperada fortaleza de la demanda aparente por cobre, debido tanto a aumentos en los niveles de producción, como a la prolongación de los elevados niveles de importación del metal rojo hacia ese país.

A pesar que el tercer trimestre del año se caracteriza por ser un período típicamente flojo en cuanto a consumo (debido a que los países del hemisferio norte se encuentran atravesando su período estival), no fue sino hasta esta fecha que comenzaron a evidenciarse fundamentos más sólidos que pusieron un piso al precio.

Otro elemento que contribuyó a dar sustento al precio, fueron las buenas cifras de comercio exterior de China. En este sentido, las cifras definitivas para diciembre revelaron que el año 2010 finalizó con un retroceso de 0,8% en el nivel de

importaciones netas de cobre. Las internaciones de chatarra registraron un avance de 10,9%, mientras que las de concentrado un 5,3%. No obstante, las importaciones netas de metal refinado exhibieron una contracción de 7,4%, arrastrando al resultado total. Con estos valores, el total de importaciones netas de China cerró el año 2010 en 5.695,8 miles de TMF, superando ampliamente las expectativas de los agentes que proyectaban una contracción mayor, considerando que la base de comparación (año 2009) ya era históricamente alta³.



El mayor nivel de importaciones de cobre refinado respecto de lo esperado por parte de China, daría cuenta de la fortaleza de la demanda interna del país asiático, lo que es consistente con el incremento de 13,3% en la cifra de producción industrial.

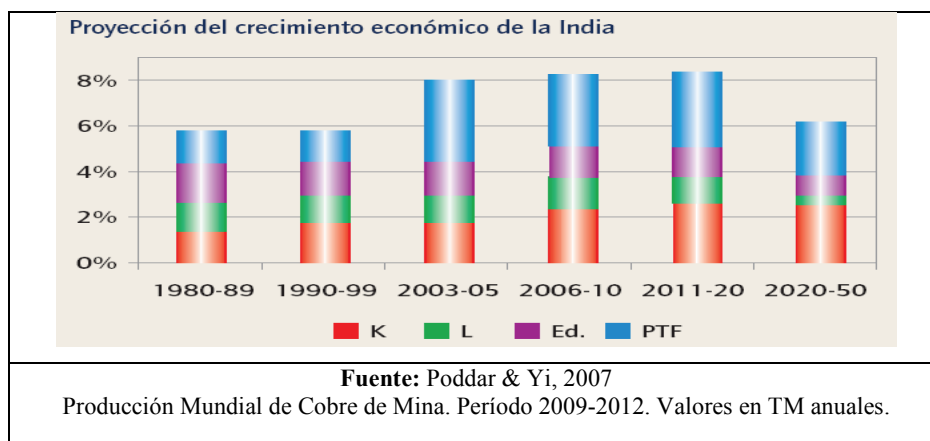
³ Importaciones de cobre de China. Período 2009-2010. Valores mensuales.

Miles TM	2009 (p)		2010 (e)		2011 (e)		2012 (e)	
	Demanda	Var (%)	Demanda	Var (%)	Demanda	Var (%)	Demanda	Var (%)
China ⁽¹⁾	7.119	36,9	7.455	4,7	7.902	6,0	8.140	3,0
Unión Europea ⁽¹⁾	2.755	-19,7	2.924	6,1	3.086	5,5	3.271	6,0
Estados Unidos	1.629	-19,4	1.729	6,1	1.720	-0,5	1.715	-0,3
Japón	875	-26,1	982	12,2	1.002	2,0	1.005	0,3
Corea del Sur	901	15,5	836	-7,2	857	2,5	883	3,0
Federación Rusa	393	-39,5	430	9,4	540	25,6	630	16,7
Taipei Chino	494	-15,1	522	5,7	535	2,5	547	2,2
India	610	7,0	648	6,2	694	7,1	767	10,5
Turquía	323	-10,3	370	14,6	389	5,1	398	2,3
Brasil	316	-16,4	395	25,0	410	3,8	425	3,7
Principales países	15.415	1,7	16.291	5,7	17.135	5,2	17.781	3,8
Resto del mundo	2.702	-6,7	2.893	7,1	3.061	5,8	3.264	6,6
Total mundial	18.117	0,4	19.184	5,9	20.196	5,3	21.045	4,2

Fuente: Elaboración Cochilco sobre la base de datos GIEC, Consensus Forecast, Brook Hunt y CRU.
Notas: (p) provisorio, (e) estimado. (1) demanda aparente.

1.3.3 India como motor de consumo de cobre

La combinación de alto crecimiento económico y transformación productiva pueden hacer de India el gran motor del consumo de cobre en el futuro, tal como China lo ha sido en los últimos años. India comparte varias características con China, como las dimensiones geográficas y su gran población, así como niveles bajos pero crecientes de ingreso. Antes de las reformas económicas, más tempranas en China que en India, ambas economías se caracterizaban por el centralismo en la planificación económica, el rol preponderante del sector público productivo, un rol limitado del sector privado y de las señales de mercado, y por ser economías muy cerradas al comercio exterior. Además, el concepto de desarrollo impulsado antes de las reformas apuntaba en particular a la industria básica y pesada.



Miles de TM	2009		2010 (e)		2011 (e)		2012 (e)	
	Producción	Var.	Producción	Var.	Producción	Var.	Producción	Var.
Chile	5.390	62	5.413	23	5.759	346	5.844	85
Estados Unidos	1.209	-131	1.130	-79	1.193	63	1.365	172
Perú	1.236	-13	1.193	-42	1.215	22	1.317	102
China	1.054	-103	1.251	197	1.335	83	1.420	85
Australia	844	-28	852	8	910	59	939	29
Federación Rusa	702	13	715	13	728	13	727	-1
Canadá	486	-126	501	15	556	55	620	64
Indonesia	995	345	845	-150	650	-195	675	25
Zambia	699	116	755	56	940	185	1.023	83
Kazakstán	452	-9	448	-4	466	18	482	16
Otros Países	2.937	163	3.108	171	3.499	391	3.845	346
Total	16.005	289	16.213	208	17.252	1.039	18.258	1.006
Pérdidas esperadas	0		0		-694		1.184	
Total disponible	16.005	289	16.213	208	16.558	345	17.074	516
Var. Porcentual	1,8		1,3		2,1		3,1	

Fuente: Elaborado en Cochilco, sobre la base de GIEC, BrookHunt, CRU y empresas productoras chilenas.

Notas: (e) estimado. Las pérdidas esperadas para el 2009 sólo se refieren a lo que resta del año.

1.3.4 Principales Cambios de Producción

Período 2010-2012. Variación Respecto de Año Previo.

Miles de TMF	Concentrados	'000 TMF	SxEw	'000 TMF
2010				
Entrada en Operación:	Andacollo Sulfuros (Chile) Boddington Expansión (Australia) Lumwana (Zambia)	36 32 31	Las Cruces (España)	23
Aumento de Producción:	Pelambres (Chile)	23	Tenke Fungurume (RD Congo)	49
Recuperación de producción:	Pelambres (Chile) Batu Hijau (Indonesia) Codelco Norte (Chile) Morenci (EEUU)	57 26 25 25		
Caída de Producción:	Grasberg (Indonesia) Bingham Canyon (EEUU) Frontier (RD Congo) Collahuasi (Chile)	-176 -57 -45 -29	Safford (EEUU) Escondida (Chile) Gaby (Chile)	-29 -29 -28
2011				
Entrada en Operación:	Esperanza (Chile) Konkola Deep (Zambia) Cananea (México) Kov Restart (RD Congo)	120 100 120 42	Cananea (México) Kinsevere-Nambulwa (RD Congo)	38 35
Aumento de Producción:	Pelambres (Chile) Andina (Chile) Lumwana (Zambia) Kansanshi (Zambia)	56 64 25 30	Las Cruces (España) Spence (Chile)	31 21
Recuperación de producción:	Olympic Dam (Australia) Antamina (Perú) Morenci (EEUU) Trout Lake (Canadá)	55 50 38 30	Gaby (Chile) Escondida (Chile) Chino (EEUU) Lady Annie (Australia)	42 32 29 20
Caída de Producción:	Grasberg (Indonesia) Batu Hijau (Indonesia) Frontier (RD Congo) Bingham Canyon (EEUU)	-105 -90 -48 -35	El Abra (Chile) Codelco Norte (Chile) Zaldivar (Chile)	-25 -19 -15
2012				
Entrada en Operación:	Salobo I (Brasil) Esperanza (Chile) Jabal Sayid (Arabia Saudita) Chino (EEUU) Konkola Deep (Zambia)	80 60 50 45 40	Kinsevere-Nambulwa (RD Congo)	20
Aumento de Producción:	Los Bronces (Chile) Antamina (Perú) Tintaya (Perú) Chapada (Brasil)	65 58 48 40	Nchanga (Zambia) Cyprus Miami (EEUU) Mutanda (RD Congo)	25 25 15
Recuperación de producción:	Grasberg (Indonesia) Cuajone (Perú)	85 39	Morenci (EEUU) Safford (EEUU) Chino (EEUU)	50 30 25
Caída de Producción:	Batu Hijau (Indonesia) Salvador (Chile) Collahuasi (Chile) Codelco Norte (Chile)	-60 -45 -43 -39		

Fuente: Elaborado en Cochilco, sobre la base de GIEC, Brook Hunt, CRU y empresas productoras chilenas.

1.3.4.1 Producción Chilena de Cobre de Mina Período 2009-2010. Variaciones %.

Miles TM	2009		Enero-Noviembre		
	Total	Var.	2009	2010	Var.
Codelco Norte	875	119	785	809	24
Salvador	66	23	58	67	9
Andina	210	-10	193	168	-25
El Teniente	404	23	364	362	-2
Minera Gaby	148	80	138	105	-33
Codelco	1.702	236	1.538	1.511	-27
Escondida	1.104	-150	993	986	-7
Collahuasi	536	72	477	466	-11
Los Pelambres	323	-29	292	371	79
Anglo American Sur	277	-7	253	236	-17
El Abra	164	-2	149	133	-16
Candelaria	134	-39	122	122	0
Anglo American Norte	152	3	139	128	-11
Spence	162	3	155	164	9
Otros	836	-25	766	800	34
CHILE	5.390	62	4.884	4.917	33

Fuente: Elaborado en Cochilco, sobre la base de la información de las empresas.
Nota: cifras redondeadas; "Otros" incluye operaciones menores a 149 miles de TMF en 2008.

1.3.4.2 Balance Proyectado del Mercado Mundial del Cobre Refinado

Período 2009-2012. Valores en miles de TM.

Miles TM	2009 (p)	2010 (e)	2011 (e)	2012 (e)
Producción de refinado primario	15.669	15.872	16.212	16.719
Producción de refinado secundario	2.852	3.222	3.518	4.029
OFERTA TOTAL	18.520	19.094	19.730	20.748
Variación Porcentual	1,7	3,1	3,3	5,2
DEMANDA TOTAL	18.117	19.184	20.196	21.045
Variación año a año	0,4	5,9	5,3	4,2
BALANCE	403	-90	-466	-297
Inventarios como semanas de demanda	4,1	3,6	2,6	2,0

Fuente: Elaborado en Cochilco, sobre la base de antecedentes de GIEC, Brook Hunt, CRU y empresas productoras.
Notas: (p) provisorio, (e) estimado.

1.4 ANÁLISIS DEL SECTOR

En el caso de la industria chilena de fundiciones, el bienio 2011-2012 se espera sea positivo, con un crecimiento anual promedio de 3,3%, lo que implica adicionar alrededor de 100 mil TMF al mercado. Dicho crecimiento provendría de las fundiciones de AltoNorte de Xstrata Copper y Caletones de la División El Teniente de Codelco. Con ello, en 2012 la capacidad de fundición de Chile llegaría a niveles cercanos a los 1,68 millones de TMF, superando el máximo histórico de 2006 y manteniendo el segundo lugar a nivel mundial detrás del gigante asiático.

No obstante lo anterior, en la estimación global continúan presentes algunos de los riesgos asociados a los problemas que en los últimos años ha enfrentado el negocio de las fundiciones primarias, como son la escasez de concentrados, altos costos de operación, problemas operacionales, bajos retornos del negocio, etc. Por ello, se podría volver a ver situaciones tendientes a manejar la tasa de utilización de la capacidad de fundición, con el objetivo de mejorar las condiciones del negocio por parte de las empresas involucradas.

1.4.1 Producción Mundial de Fundiciones Primarias de Cobre

Período 2009 – 2012.

Miles de TM	2009		2010 (e)		2011 (e)		2012 (e)	
	Producción	Var.	Producción	Var.	Producción	Var.	Producción	Var.
África	650	41	797	146	961	164	1.136	175
América	3.157	-26	2.929	-228	3.189	260	3.249	60
Asia	6.161	71	6.222	61	6.681	458	7.647	967
Europa	2.338	-10	2.214	-124	2.301	87	2.384	83
Oceanía	374	-45	332	-42	387	55	420	33
Total	12.680	31	12.494	-187	13.518	1.025	14.836	1.317
Ajustes Fundiciones ⁽¹⁾	0		0		544		1.249	
Total Disponible	12.680	31	12.494	-187	12.974	481	13.587	612
Variación Porcentual	0,2		-1,5		3,8		4,7	

Fuente: Elaboración Cochilco sobre la base de datos GIEC, Brook Hunt, CRU y empresas productoras.

Notas: (e) estimado. (1) incluye pérdidas esperadas de producción y ajustes en la tasa de utilización de las fundiciones.

CAPITULO 2

MARCO TEÓRICO

A continuación se presentan los procesos productivos involucrados en el caso de estudio de la presente tesina. Actualmente en la industria minera, existe en operación un mayor porcentaje de yacimientos mineros en los cuales se encuentran explotando sus reservas de mineral sulfurado por sobre mineral oxidado, esto debido principalmente a la antigüedad de los yacimientos y que la mayoría de las minas ya agotaron sus recursos de óxidos. El producto obtenido desde estos minerales sulfurados es principalmente concentrado de cobre, el cual se obtiene principalmente mediante el proceso denominado Flotación, el cual se realiza actualmente en la División Mantos Blancos de Angloamerican. Este mineral concentrado es el producto que se comercializa principalmente a China en estos momentos.

El concentrado de sulfuros de cobre es utilizado para ser trabajado en las fundiciones y refinерías (FURE), tal es el caso, de la que actualmente se encuentra operando en la División Chuquicamata de Codelco Norte y que es alimentada desde la mina del mismo nombre y con aportes de concentrado desde la División Radomiro Tomic.

2.1 PROCESO DE FLOTACIÓN Y CONCENTRADO DE COBRE DIVISIÓN MANTOS BLANCOS ANGLOAMERICAN

2.1.1. Definición de proceso de flotación y concentración de cobre

La flotación se define como un proceso físico-químico de tensión superficial que separa los minerales sulfurados del metal de otros minerales y especies que componen la mayor parte de la roca original. Durante este proceso, el mineral molido se adhiere superficialmente a burbujas de aire previamente insufladas, lo que determina la separación del mineral de interés.

La adhesión del mineral a estas burbujas de aire dependerá de las propiedades hidrofílicas (afinidad con el agua) y aerofílicas (afinidad con el aire) de cada especie mineral que se requiera separar de las que carecen de valor comercial y que se denominan gangas.

Para lograr una buena concentración se requiere que las especies que constituyen la mena estén separadas o liberadas. Esto se logra en las etapas previas de chancado y molienda. Para la mayoría de los minerales, se logra un adecuado grado de liberación moliendo a tamaños cercanos a los 100 micrones (0,1 mm). Al aumentar el tamaño de la partícula, crecen las posibilidades de mala adherencia a la burbuja; en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir un encuentro efectivo partícula burbuja.

Es muy necesario darle el tiempo necesario de residencia a cada uno de los reactivos para conseguir una pulpa homogénea antes de ser utilizada en la flotación. Con la pulpa (o producto de la molienda) se alimentan las celdas de flotación.

Al ingresar la pulpa, se hace burbujear aire desde el interior y se agita con un aspa rotatoria para mantenerla en constante movimiento, lo que facilita y mejora el contacto de las partículas de mineral dispersas en la pulpa con los reactivos, el agua y el aire, haciendo que este proceso se lleve a cabo en forma eficiente.

Pocas partículas de especies minerales tienen flotabilidad natural. Es decir, no forman una unión estable burbuja-partícula. Esto dificulta el proceso de flotación y hace necesario invertir las propiedades superficiales de las partículas minerales. Para ello deben mutar su condición hidrofílica a propiedades hidrofóbicas mediante el uso de un reactivo colector. Además, es necesario que posean el tamaño adecuado para asegurar una buena liberación de las especies minerales.

Por lo general se utilizan 4 tipos de reactivos para este proceso:

1) Reactivos espumantes: alteran la tensión superficial de líquidos. Su estructura les permite agruparse hasta formar otra fase distinta del resto del fluido, formando una espuma que separa el mineral del resto de la ganga. Su objetivo es producir burbujas resistentes, de modo que se adhiera el mineral de interés.

2) Reactivos colectores: favorecen la condición hidrofóbica y aerofílica de las partículas de sulfuros de los metales que se quiere recuperar, para que se separen del agua y se adhieran a las burbujas de aire. Deben utilizarse seleccionando el mineral de interés para impedir la recuperación de otros minerales.

3) Reactivos depresantes: se utilizan para provocar el efecto inverso al de los reactivos colectores, esto es, para evitar la recolección de otras especies minerales no deseadas en el producto que se quiere concentrar y que no son sulfuros.

4) Modificadores de pH: sirven para estabilizar la acidez de la pulpa en un valor de pH determinado, proporcionando el ambiente adecuado para que el proceso de flotación se desarrolle con eficiencia.

Las burbujas de aire generadas arrastran consigo hacia la superficie los minerales sulfurados, rebasando el borde de la celda de flotación hacia canales donde esta pulpa es enviada a la etapa siguiente.

Este proceso es reiterado en varios ciclos, de manera que en cada uno de ellos se vaya produciendo un producto cada vez más concentrado. Adicionalmente, se puede realizar un segundo proceso de flotación, con el fin de recuperar el concentrado de otro metal de interés. El procedimiento es igual que el anterior, pero utilizando reactivos y acondicionadores de pH distintos, lo que permite obtener concentrados de dos metales de interés económico. La primera flotación se denomina colectiva, donde el concentrado contiene dos o más componentes, y la segunda corresponde a la flotación selectiva, donde se efectúa una separación de compuestos complejos en productos que contengan no más de una especie individual. Un ejemplo de esto es la flotación de cobre y de molibdeno en algunos tipos de yacimientos chilenos.

La flotación contempla tres fases:

- 1) Fase sólida:** corresponde a las materias que se quiere separar (material mineral).
 - 2) Fase líquida:** es el medio en que se llevan a cabo dichas separaciones.
 - 3) Fase gaseosa:** se refiere al aire inyectado en la pulpa para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas.
-

Existen 3 tipos de celdas de flotación

- 1) **Mecánicas:** son las más comunes, caracterizadas por un impulsor mecánico que agita la pulpa y la dispersa.

- 2) **Neumáticas:** carecen de impulsor y utilizan aire comprimido para agitar y airear la pulpa.

- 3) **Columnas:** tienen un flujo en contracorriente de las burbujas de aire con la pulpa, y de las burbujas mineralizadas con el flujo de agua de lavado.

Los productos de la flotación contienen habitualmente entre un 50% y 70% de sólidos. Gran parte del agua contenida en las pulpas producidas por la flotación es retirada en los espesadores de concentrado y cola, los que realizan simultáneamente los procesos de sedimentación y clarificación. El producto obtenido en la descarga de los espesadores de concentrado puede contener entre 50% y 65% de sólidos. El agua remanente en estos concentrados espesados es posteriormente retirada mediante filtros hasta obtener un valor final que va desde un 8% hasta un 10% de humedad en el producto final. Este último es la alimentación para la etapa de concentración. En un proceso de concentración de minerales ideal, la mena mineral se divide en un concentrado enriquecido con el componente útil y una cola con los minerales que componen la ganga.

2.1.2 Descripción proceso de flotación y concentración de minerales de cobre División Mantos Blancos Angloamerican

La Planta de sulfuros de la División Mantos Blancos de Angloamerican beneficia 11.500 toneladas métricas por día, con leyes promedio de 1,15% de cobre y 0,25% de cobre oxidado soluble y 17 gramos de plata por tonelada (Varios, 2001).

El mineral proveniente de las minas es reducido de tamaño en la etapa de chancado grueso y fino, logrando un producto de 96% bajo $\frac{1}{4}$ ', que luego es alimentado a cuatro molinos de bolas, tres unidades Marcy un Allis Chalmer. Existe un quinto molino que es alimentado con material ya molido de los tres molinos Marcy. La pulpa de mineral molido a un tamaño de 50% bajo 74 micrones, es enviada a Flotación Rougher, compuesta por once celdas de 1500 pies. En una primera etapa, se realiza la concentración de sulfuros incluyendo una flotación primaria en celdas convencionales, remolienda del concentrado y posteriormente la flotación de limpieza columnar. La cola del circuito Arena es bombeada junto con el material fino de la cola rougher, hasta el circuito de flotación óxidos, compuesta de 20 celdas de 500 pies³, cuya cola final es enviada a planta de relaves. La flotación de limpieza se realiza en una celda columna cilíndrica de 10 pies de diámetro y 40 pies de altura. La cola de la columna pasa a flotación Scavenger en tres celdas de 1000 pies el concentrado obtenido pasa a remolienda y el relave al primer banco de flotación rougher óxido(Varios,2011).

El concentrado final obtenido en la columna contiene 38 a 45% en cobre y 500 gramos de plata por toneladas. Este concentrado es espesado y luego filtrado en dos filtros de banda horizontal de 12 m² cada uno (Varios, 2011).

El relave final es clasificado, espesado y filtrado en tres filtros de banda horizontal de 100 m cada uno. De esta forma se logra recuperar sobre el 80% del agua utilizada en la etapa de flotación, lo que conlleva a un consumo de agua fresca de 0,40 m³ /ton métricas de mineral tratado en el concentrador, constituyendo uno de los consumos de agua fresca más bajos conocidos para este tipo de planta concentradoras. Producto de lo anterior, el tranque de relaves en tamaño es comparativamente más pequeño que los utilizados tradicionalmente.

Dado que el mineral sulfurado, contiene una cantidad importante de cobre oxidado, éstos se tratan mediante una flotación sulfidizante, que produce concentrados con 15% de cobre oxidado, los cuales son espesados y enviados directamente a las instalaciones de una planta de lixiviación y flotación ácida, donde son sometidos a un proceso de lixiviación por agitación con ácido sulfúrico concentrado en cuatro agitadores. Con el objeto de recuperar el cobre sulfurado que trae el concentrado óxido, la pulpa lixiviada es flotada en un circuito de flotación ácida Rougher y Scavenger, compuesta por una celda del tipo Jameson de 80 pies y celdas convencionales de 50 pies. El concentrado obtenido es espesado y almacenado para su posterior transporte (Varios, 2011)..

La cola de flotación sigue el circuito de desimpregnación en contracorriente, CCD, donde es enviada a los espesadores. La solución cúprica del rebalse, es enviada a los procesos hidrometalúrgico de la planta de óxidos, mientras que la descarga de borras y arenas van a descarte a la pampa.

2.2 PROCESO DE FUNDICIÓN Y REFINACIÓN (FURE) DE CONCENTRADO DIVISIÓN CHUQUICAMATA CODELCO NORTE

El primer paso del proceso de fundición en la unidad FURE de Codelco Norte consiste en trasladar un 40% del concentrado desde las celdas de flotación y hacerlo llegar al horno reverbero, donde se funde a temperaturas de más de 1.200° C. Mientras el concentrado se convierte en una masa líquida fundida, sus componentes se van separando y recombinándose, formando un baño de dos capas. La capa más pesada se llama eje o mata y es un compuesto de sulfuros, fierro con 50-55% cobre. Encima, flota la escoria, una costra de impurezas con un 0,8% cobre, que en muchos casos es reprocesado y enviado nuevamente a la planta concentradora (Gonzalez, 2012).

Finalmente se extrae y se descarta la escoria, dejando el eje en el fondo del horno, para ser extraída y enviada a la próxima etapa del proceso de purificación. Esto se hace en los convertidores Teniente, que llevan ese nombre porque la tecnología pirometalúrgica que ocupan fue desarrollada por la División El Teniente de Codelco (Gonzalez, 2012).

Mientras se calienta el eje en los convertidores, el saldo del concentrado de cobre recuperado desde las celdas de flotación (60% del total) se procesa en secadores de lecho fluido hasta llegar a un contenido húmedo de sólo 0,2%. Luego pasa a los convertidores. El concentrado es luego inyectado con chorros de aire enriquecido con oxígeno a los convertidores, para estimular la oxidación de las impurezas en una reacción continua que se sostiene con su propio calor (Gonzalez, 2012).

Una ligera costra de óxidos de fierro e impurezas se forma nuevamente la que se vierte y recicla en el horno reverbero, para después ser enviado a un horno de limpieza de escoria para así recuperar su contenido de 10% cobre.

El compuesto de elementos fundidos que emerge finalmente desde los convertidores Teniente se llama metal blanco. Consiste en sulfuros, un pequeño porcentaje de hierro y 75% cobre, que se envían a los convertidores convencionales Pierce-Smith, donde se sopla aire comprimido. En la reacción resultante, la mayor parte de los sulfuros y el hierro se oxidan, generando cobre blíster, con una pureza de 99% de cobre metálico (Inventario Nacional, 1198).

En el último paso de la refinación a fuego, se procesa el cobre blíster en hornos basculantes, agregando agentes purificadores especiales que se llaman fluidificantes para que se oxide una vez más, esta vez para eliminar del blíster toda impureza, quedando solamente una fracción muy reducida de elementos no deseados, tales como plomo, hierro, bismuto, níquel, arsénico, antimonio, sulfuro, selenio y telurio. Luego se extrae el oxígeno con inyecciones de vapor o aceite, con el resultado final de un cobre con un nivel de pureza mínima de 99.9%. Todo lo que resta hacer es verter el metal líquido en un molde y dejar que se solidifique, formando lingotes que pesan aproximadamente 23 kilogramos cada uno (Inventario Nacional, 1198).

CAPITULO 3

DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN

El caso a presentar a continuación, parte de la base de encontrar una oportunidad y caso de negocio que permita proporcionar una material adecuado en calidad y cantidad para mantener al máximo la capacidad productiva de la FURE perteneciente a la División Chuquicamata de Codelco. El caso base parte de los siguientes supuestos que se han generado en el último tiempo en esta unidad de negocios.

3.1.- CONTEXTO Y OBJETIVO

La FURE, es una unidad que desde sus inicios ha dependido directamente de la alimentación de mineral concentrado proveniente de la mina Chuquicamata, la cual actualmente, es una operación a rajo abierto que se encuentra en proceso de cierre y transición hacia una explotación de tipo subterránea. Esta transición y nueva forma de extracción de minerales están afectando y afectarán la alimentación en cantidad de la FURE, la cual ha mantenido un diseño y análisis de productividad optima en función de las especies minerales provenientes de Chuquicamata. Dado lo anterior, la estrategia en el último tiempo ha sido mantener la cantidad de concentrado pero con distintos orígenes, donde actualmente las alternativas han pasado para Codelco por la mina Radomiro Tomic y Ministro Hales. Esta mezcla ha tenido como resultado un desequilibrio de los óptimos procesos que estaban programados en base a las características mineralógicas de Chuquicamata, lo que produce continuamente desbalances en las ecuaciones de equilibrio en la Fundición para sacar el máximo provecho al concentrado.

En la actualidad la venta de cobre presenta una alta exigencia en la calidad del producto y la mezcla actual que procesa la FURE presenta características que no son las mejores debido a que sus fuentes están presentando una afectación debido, por ejemplo, a una mayor presencia de arsénico en los concentrados, el cual está contenido dentro del proceso y se trata de eliminar del sistema antes de los productos finales de ánodos y cátodos de cobre, sin embargo, la cantidad residual contenido en éstos interfiere en las calificaciones y certificaciones de este producto, lo que en un mercado más competitivo con una mayor oferta que demanda podría afectar el caso de negocio, ventas y las utilidades de esta unidad.

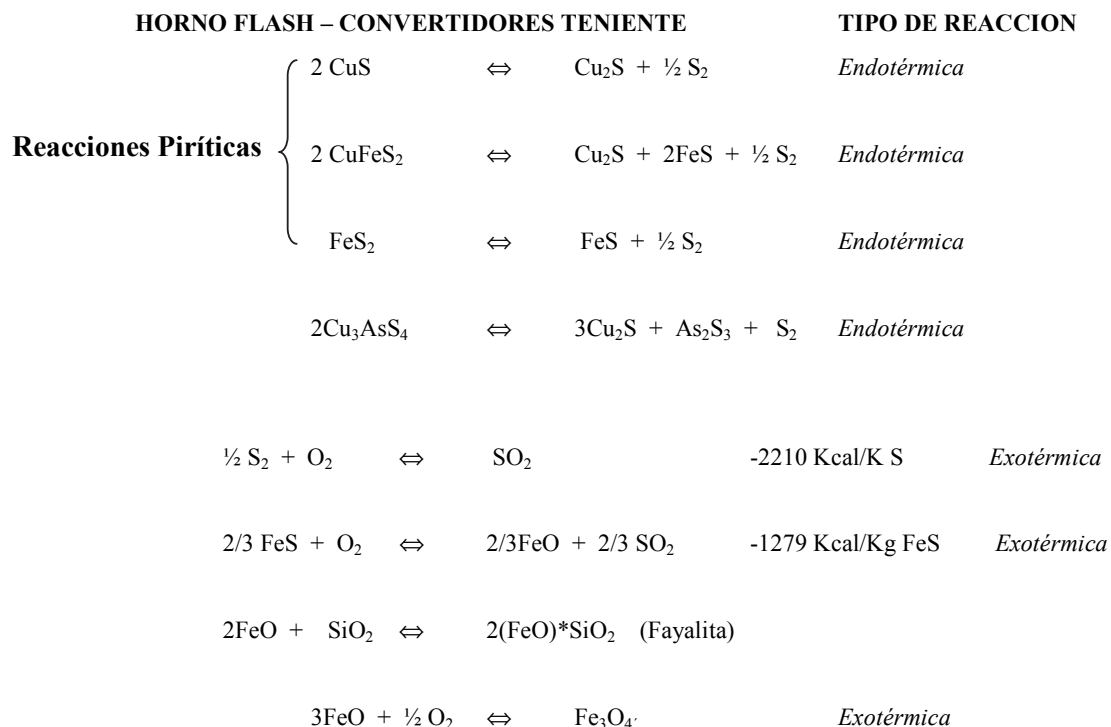
En este contexto, la alternativa planteada es ingresar al sistema de la fundición un concentrado de buena calidad, con una reducción de su contenido de arsénico, que disminuya su presencia en el proceso y que la composición mineralógica sea la adecuada para no generar mayores variaciones al producto final. Cabe destacar que como requisito la cantidad de alimentación debe ser de acuerdo a la cantidad remanente que no se está cubriendo actualmente y que esta alimentación debe ser constante y programada en el tiempo.

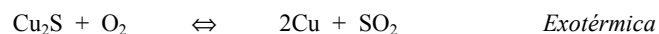
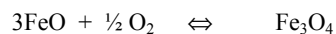
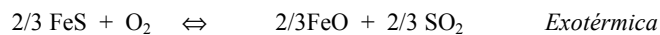
La programación base de la FURE considera las siguientes especies minerales a tratar y en los siguientes porcentajes:

	<u>PROM</u> (2011)	<u>PONDERADO</u> (2011–2012)
COVELINA = CuS	5,8	6,1
CALCOSINA = Cu ₂ S	16,2	14,7
CALCOPIRITA = CuFeS ₂	14,3	19,9
BORNITA = Cu ₅ FeS ₄	13,3	11,0
PIRITA = FeS ₂	32,7	31,5
ENARGITA = Cu ₃ As ₄ S ₁₂	2,8	2,4
GANGA = SiO ₂ + Al ₂ O ₃	12,1	11,6

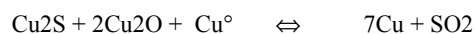
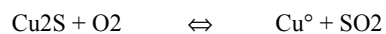
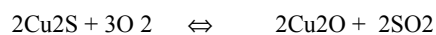
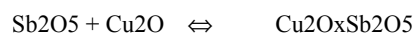
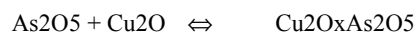
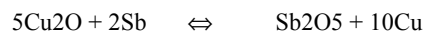
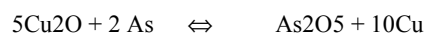
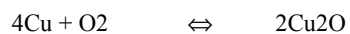
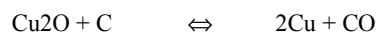
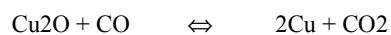
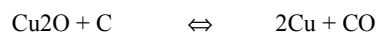
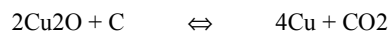
De este esquema se interpreta que un material adecuado para entrar en el proceso debe mantener altas concentraciones de especies sulfuradas como Calcosina, calcopirita y Bornita que componen el 43.8% del concentrado que tiene registrado para su proceso la FURE. La presencia de Enargita ingresa Arsénico al sistema, el cual queda como residuo en el producto final, lo que es castigado en el mercado como “impureza”, por lo que un concentrado libre de esta especie mineral genera un beneficio en el proceso, que eleva la calidad del producto final.

El Conjunto de reacciones que ocurren durante el proceso de fundición y refinación, tienen por objetivo principal la liberación de cobre desde sus especies sulfuradas, las cuales ocurren en una primera etapa en los hornos y convertidores. En segunda instancia se liberan especies sulfuradas y de hierro. Se trata al mismo tiempo de desprender la mayor cantidad de arsénico del proceso:



CONVERTIDORES PEIRCE SMITH

Los procesos posteriores tienen por objetivo aumentar la concentración de cobre y es en estas etapas donde se produce la concentración de ácido sulfúrico como producto de las reacciones. Se realiza la refinación y oxidación de las especies para la liberación de cobre, el producto final para la fabricación de ánodos y cátodo con 99,99% de cobre.

REFINOS A FUEGO**REACCIONES QUIMICAS DE LA OXIDACION****REACCIONES QUIMICAS DE LA REDUCCION**



Una fuente externa de concentrado que contenga una cantidad balanceada de estos mismos elementos y presencia de pirita que facilite el proceso, generará un beneficio al producto final. En el caso de cambios drásticos en las proporciones de elementos, se deberá generar un balanceado de la ecuación de reacción para la optimización del proceso. La justificación para esto lleva a poder contar con un aprovisionamiento claro y concreto del nuevo posible proveedor y que sea por un período de tiempo, que permita programar la producción y el cumplimiento de esta. En vista de esto, en la evaluación del caso de negocio que estamos desarrollando en la presente tesina con concentrado proveniente de Mantos Blancos a la FURE, la entrega de la composición geometalúrgica del concentrado para un período establecido como un quinquenio u otro mayor se hace fundamental. Variaciones en el producto nuevo que entra en el proceso pueden originar nuevos desbalances que provocarían nuevos obstáculos en lograr la mayor capacidad productiva de la FURE.

Idealmente se busca lograr una parametrización homogénea de minerales que entren a la fundición, es decir, que el concentrado externo sea en sus componentes lo más parecido, o en el caso de no serlo, que no contenga minerales o sustancias nuevas que sean catalogadas como “contaminantes” o “impurezas”. Una vez garantizado esto, se hace necesaria la búsqueda de una nueva calibración de la FURE para lograr su máximo beneficio en la recuperación de cobre. Este punto es muy relevante, considerando que la calibración es un proceso complejo, que no puede realizarse de un año para otro, ya que las pruebas que se realicen traerán mermas en la productividad de la misma. Por eso el caso de negocio con un nuevo proveedor de concentrado debe ser un acuerdo a un plazo establecido para realizar las pruebas y que el beneficio se mantenga por un periodo de tiempo estable y rentable.

3.2.- CASO DE NEGOCIO

Realizando una revisión de posibles proveedores externos de concentrado de cobre para la FURE fuera de las operaciones de Codelco, los candidatos actuales y con sólida experiencia no son muchos. En la zona existen pocos yacimientos que puedan proporcionar un producto adecuado.

3.2.1.- Yacimientos Cercanos

Haciendo una rápida mirada a la zona en que se encuentra la FURE podemos identificar una serie de yacimientos operativos en la actualidad.

Minera Esperanza lleva poco tiempo de producción, con contratos relativamente nuevos de ventas de concentrado, lo que para su proceso de inicio que se encuentra actualmente, no sería ideal comprometer parte de su producción a la venta de un nuevo cliente. Minera Spence de BHP Billiton solo está procesando mineral oxidado actualmente y la explotación de minerales sulfurados está en la cartera de proyectos. Minera el Abra se encuentra desarrollando su proyecto sulfolix, el cual consiste en la lixiviación de minerales sulfurados para producir directamente cátodos. Minera el Tesoro se encuentra procesando minerales oxidados de cobre. Así, de esta forma, en una rápida mirada del contexto espacial de los yacimientos de la zona, se desprende que un proveedor de alto potencial es la división Mantos Blancos de Angloamerican, la cual lleva años produciendo concentrado, se encuentra dentro de la misma región y su producto tiene buena evaluación en el mercado.

3.2.2 Sinergia entre compañías mineras

El caso expuesto es una oportunidad de negocio para ambas partes, en donde Mantos Blancos gana un cliente de clase mundial para su concentrado y la FURE tiene la posibilidad lograr mejoras operativas con un mineral de buena calidad y posicionamiento en el mercado, lo que le permitiría solventar los déficit de alimentación debido a los cambios productivos de sus dos proveedores más directos (Chuquicamata y Radomiro Tomic).

Para crear un acuerdo que sea sólido y con beneficios, hay que plantearlo desde el proveedor y el cliente.

En el caso de Mantos Blancos, actualmente tiene un contrato de abastecimiento del 100% de su concentrado a la fundición Altonorte de Xtrata. Este contrato viene de cuando la fundición estaba a cargo de la empresa Falconbrige y se ha mantenido sin ningún problema por parte de ambas partes. Mantos Blancos tiene la oportunidad de negociar a un mejor precio de venta su producto. Las condiciones de mercado, indican que a mediano y largo plazo se mantendrá el déficit de cobre mundial, aunque para el próximo año se espera un pequeño aumento de la oferta. Considerando el LOM de Mantos Blancos hasta el año 2025, sería adecuado acordar la posibilidad de un contrato a 5 años con periodo de renovación o un acuerdo hasta el final de la producción de la mina. Considerando que Chuquicamata Subterráneo no tendrá la misma capacidad de alimentación que en su antiguo sistema de rajo, se provee que la FURE mantendrá un déficit de alimentación que solo puede ser solventado a partir del 2018 con la explotación de los sulfuros de Radomiro Tomic, pero según los análisis, existe la alta posibilidad de que seguiría manteniendo niveles de elementos que complicarían el proceso en el caso de una alimentación desde una sola fuente. El desarrollo de proyectos por parte de Codelco dentro del distrito, considera en carpeta la explotación de nuevos

yacimientos que presentarán alternativas pero en ningún caso en el corto plazo. Por el lado externo, un par de yacimientos de compañías mineras entrarán como actores en el mercado, lo que podría significar nuevas fuentes de concentrado para la FURE siempre que el previo análisis de caso así lo avale.

Para la FURE lograr su productividad de diseño, así mismo, como el proceso de modernización que ha llevado a cabo en el último tiempo, implica lograr una alta competitividad a nivel de las funciones de cobre en el mundo. Por tal motivo, se han realizado grandes esfuerzos en su modernización tanto para mejorar procesos como para evitar las emanaciones contaminantes.

En lo netamente productivo, esta merma y condicionamiento de su alimentación, han generado que no logre los mejores resultados como unidad de negocio, por lo que se hace necesario una intervención a la brevedad de los resultados, los que pasan en una parte importante de los resultados del proceso de refinación y fundición de cobre, los que a su vez han dependido siempre de su calibración de diseño en función de las especies minerales de Chuquicamata que la han alimentado durante el mayor tiempo de su operación.

Logrando un hipotético acuerdo de abastecimiento nuevo, con un resultado positivo del análisis del caso propuesto, se lograría el primer objetivo de completar la capacidad de diseño de la FURE, por tanto, un contrato con Mantos Blancos a mediano plazo, permitiría mantener esta capacidad mientras se logran otras alternativas de negocio internas. Para la propuesta de un contrato a 5 años con posibilidad de renovación, a primera vista de los análisis se ve como el más conveniente para ambas partes, considerando que en el futuro pueden ser buenos proveedores otras compañías mineras que ya tengan experiencia, que presenten beneficios en lo que respecta a distancia de

transporte para la reducción de costos y un concentrado de mejor calidad o mayor capacidad de alimentación. En un análisis macro, la posibilidad de lograr un contrato de aprovisionamiento de concentrado, tiene inmediatamente un aumento de costo debido al pago de un diferencial extra por ganar un proveedor que ya tiene contratos establecidos, pero que tendría saldo positivo a la hora de lograr la productividad comprometida por la FURE. Todos estos antecedentes se deben llevar a análisis con respaldo para poder tomar la decisión final en cada caso que se desee evaluar sobre completar la capacidad faltante de concentrado con un proveedor externo para Codelco. Por otra parte, de estas tentativas de acuerdos y posibilidades de caso de negocio entre dos grandes compañías, pueden generarse otra serie de instancias y de negocios e evaluar que sean de saldo positivo para ambas compañías.

3.3. FACTOR COSTO DE TRANSPORTE

En nuestro caso de estudio que implica la opción de negocio Angloamerican-Codelco, la división Mantos Blancos se encuentra a 45 km de la ciudad de Antofagasta, en la misma ruta que conecta la ciudad de Antofagasta con Calama, por lo que también conecta directamente con la División Codelco Norte.

En la actualidad, los contratos de transporte de concentrado son una de las alternativas para el transporte de este producto en la región de Antofagasta, siendo una segunda alternativa menos demandada el uso del sistema de ferrocarril. Los destinos más comunes son el puerto de Antofagasta, el puerto de Mejillones y la fundición Altonorte de Xtrata. Esta última empresa, tiene el contrato de abastecerse actualmente del concentrado de Mantos Blancos, siendo el transporte a través de una flota de camiones y con un trayecto de una hora aproximadamente. La revisión de la factibilidad de transporte en el caso propuesto, utiliza la ruta 5 Norte y 25, por una distancia aproximada de 173 km, de vía simple y en buenas condiciones. Existe el proyecto de

establecimiento de vía de doble calzada para el 2014, lo que daría mejores garantías de seguridad y tiempo al transporte desde Mantos Blancos hacia la FURE. Los actuales contratos de transporte tienen dos opciones que condicionan sus precios de mercado; un tipo de contrato fijo y otro variable debido a la variabilidad en el costo del petróleo. Sometido a análisis y en base al contrato actual de transporte que tiene Mantos Blancos para su envío a la fundición Altonorte, el modelo de negocio es válido y con un costo de mercado adecuado, tomando en cuenta la similitud del servicio hacia la unidad de Codelco. El valor asociado al costo del contrato es un componente muy relevante que puede hacer que los resultados del caso de negocio sean de carácter positivo o negativo.

3.4. DESCRIPCIÓN Y ANÁLISIS COMPOSICIONAL MODELO DE BLOQUES DE LARGO PLAZO DIVISIÓN MANTOS BLANCOS

Para poder evaluar los resultados de la adición de concentrado externo a la FURE proveniente de Mantos Blancos, se hace necesario describir y analizar la información entregada por el modelo de largo plazo, el cual proporcionará los parámetros que serán tomados en consideración para la evaluación de su comportamiento y resultado económico al ser eventualmente aportados a la FURE.

Realizamos en una primera etapa el análisis del material proveniente de Mantos Blancos para un periodo de 5 años y las características de este.

El modelo de bloques de recursos de División Mantos Blancos, cuenta en la actualidad con un total de 2.000.000m de sondajes aproximadamente, realizados desde al año 1942 hasta hoy. Estos sondajes se encuentran distribuidos en un área de 12.5 km².

La base de datos cuenta con diferentes tipos de perforación a lo largo de la historia de Mantos Blancos (chundrill, aire convencional, aire reverso y diamantino), esto debido que al paso de los años van apareciendo nuevas tecnologías de perforación con mejor calidad en la toma de muestra. Los sondeos cuentan con diferentes soportes de muestras tomados a lo largo de los años (1.5m, 2 m, 3m y 6 m).

De acuerdo a las características geológicas y variográficas presentes en el Distrito Minero Mantos Blancos, existen 7 zonas diferentes para la estimación del modelo de bloques de recursos (Ver Figura 1).

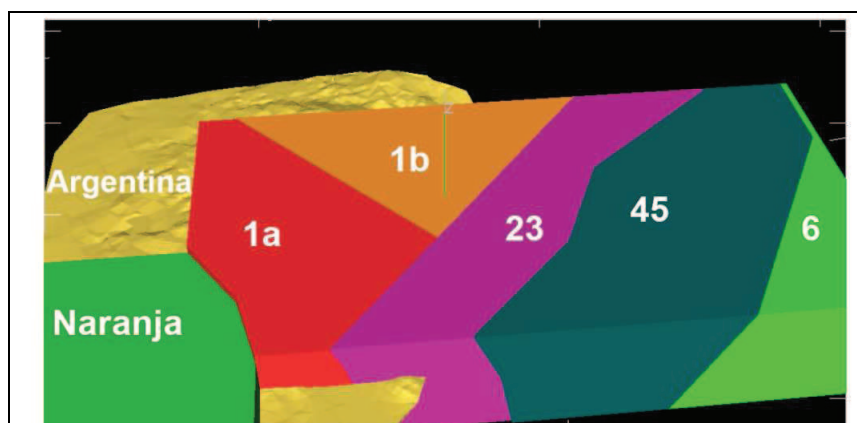


Figura 1: Zonas de estimación de División Mantos Blancos. Dentro de las zonas de estimación se ha definido un volumen mineralizado a estimar y las muestras a utilizar para la interpolación de leyes mediante kriging ordinario para estimar las variables mostradas en Tabla 1.

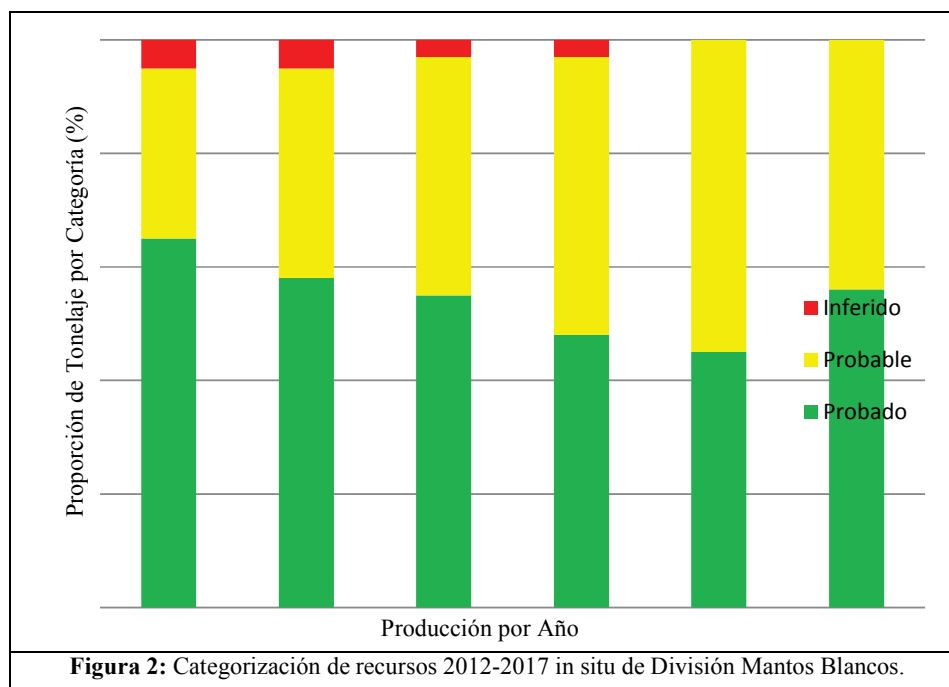
Variable	Descripción
CUT	Cobre Total
CUS/CUI	Cobre Soluble/Cobre Insoluble
RSOL	Razón de solubilidad
CA3	Carbonato de Calcio
AG	Plata
PB	Plomo

Tabla 1: Variables a estimar en modelo de bloques de recursos mediante Kriging Ordinario en Mantos Blancos.

Una vez generado el modelo de bloques de recursos, los bloques obtenidos van a ser clasificados de acuerdo a su categorización (relacionado con la probabilidad de ocurrencia), esto se obtiene relacionado el volumen del bloque con la densidad de información cercano al bloque (número de muestras). La clasificación de los bloques de recurso esta detallada en la tabla 2.

Recursos		Reservas	
Tipo de Bloque	Probabilidad	Tipo de Bloque	Probabilidad
Medido	Alta	Probado	Alta
Indicado	Media	Probable	Media
Inferido	Baja	Inferido	Baja

Tabla 2: Clasificación de bloques para recursos y reservas según su categorización.



El gráfico mostrado en la Figura 2, ilustra el nivel de categorización de los recursos Oxidados y sulfurados para el programa vigente de producción de mediano plazo (años 2012 al 2017). Según las guidelines internas de AngloAmerican, el nivel mínimo de categorización para el análisis de largo plazo debe considerar un 70% de bloques con categorización de medido y el resto debe tener una categorización de indicado para el año venidero.

Luego de la confección del modelo de recursos éstos se convierten a reservas al realizar un estudio económico basado en la proyección de costo de producción y beneficio obtenido por material minado. La conversión de recurso a reserva se realiza mediante la generación de un plan minero el cual contempla un análisis de costos y beneficios, considerando la extracción del rajo sólo aquellos bloques que son rentables y agregan un beneficio económico a la compañía. Este estudio y análisis es realizado por la superintendencia de Desarrollo de largo plazo. Al igual que para los recursos, las reservas se clasifican de acuerdo a su categorización, que está relacionado con la probabilidad de ocurrencia (Ver Tabla 2). Para efectos de cálculos de beneficios económicos y evaluación de tonelajes minados y enviados a plantas sólo se consideran las reservas con categorización de probado y probables, dejando fuera de éste análisis los bloques de reservas con categorización de inferidos.

3.4.1. Plan Producción de Largo Plazo

El plan minero de largo plazo para la División Mantos Blancos usado para el estudio del caso de negocios analizado en este documento, corresponde al entregado al final del año 2011, el cual es vigente hasta finales del año 2012. El plan minero de largo plazo vigente considera la vida de la operación de Mantos Blancos hasta el año 2025, para el presente estudio y análisis del caso de negocio de abastecer concentrado de

cobre a la Fundición de Chuquicamata de la División Codelco Norte, se va a realizar considerando información del quinquenio próximo (años 2013 a 2017).

LOM2 2011 PRODUCTION		2012	2013	2014	2015	2016	2017	TOTAL
ORE MINED (OXIDE+SULPHIDE)		13,355	11,897	11,011	6,643	6,034	8,274	57,214
	mt000	7,738	7,711	9,490	5,488	3,891	4,261	38,579
Sulphide Ore	%CuS	0.12%	0.16%	0.12%	0.11%	0.07%	0.32%	0.15%
	%CuI	0.69%	0.63%	0.59%	0.59%	0.55%	0.79%	0.64%
WASTE MINED (Mgl Sulphide)								
	mt000	41,436	37,909	38,171	39,455	43,508	45,372	245,851
TOTAL MINED		54,791	49,806	49,806	46,098	49,542	53,920	303,963
STRIPPING RATIO		3.10	3.19	3.47	5.94	7.21	5.48	4.73
REHANDLING								
	mt000	3,239	3,749	2,850	2,611	2,611	3,866	18,926
Ripios mina								
		915	915	915	915	915		4,575
TOTAL MINE MOVEMENT		58,945	54,470	49,017	53,068	53,068	57,786	326,354
	mt000	4,409	4,463	4,520	4,551	4,569	4,699	27,211
FEED TO CONCENTRATOR	%CuS	0.13%	0.16%	0.12%	0.12%	0.08%	0.30%	0.15%
	%CuI	0.87%	0.79%	0.76%	0.61%	0.57%	0.71%	0.72%

Tabla 3: Resumen extracción mina para el quinquenio del 2013 a 2017 de División Mantos Blancos.

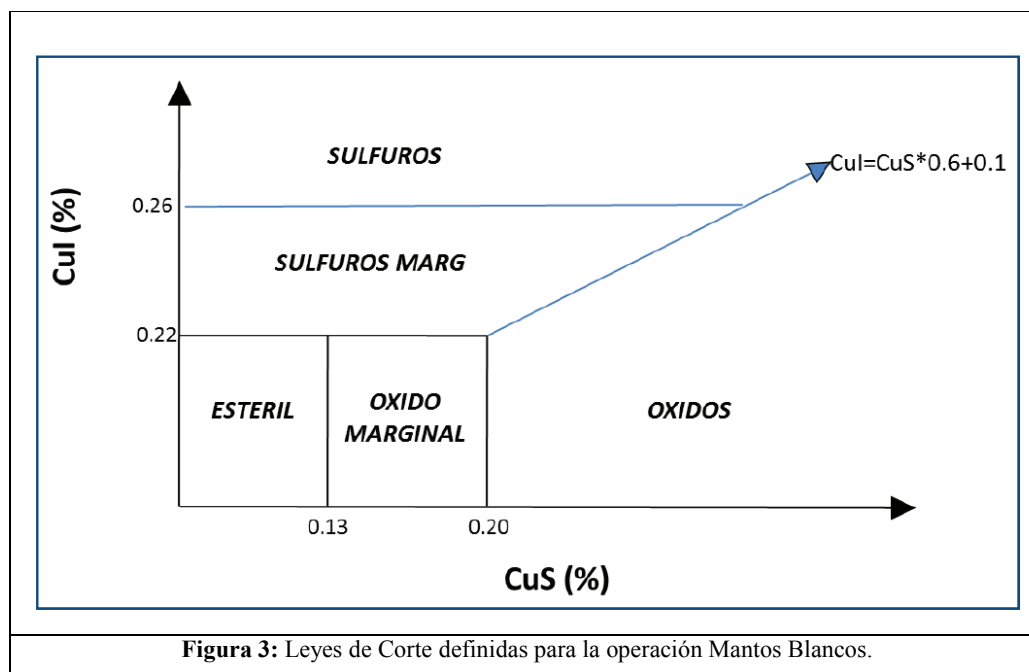
La Tabla 3, muestran los resultados del programa minero de largo plazo para el periodo entre los años 2012 a 2017, considerando un movimiento promedio por año de 54 millones de toneladas, con una proporción de estéril/mineral que se varía entre 3.19 a 7.21 para dicho período. Además el programa de alimentación a la planta concentradora contempla 4.5 millones de toneladas de materiales con un ley promedio de 0.72% CuI. Estos valores son alcanzables con la dotación de equipos de perforación, carguío y transporte detallados en el capítulo 1.

AÑO	PLANTA DE SULFURO Producción Contendida en Concentrado de Sulfuro	
	Cobre Fino (t)	Plata Fina (Kg)
	2012	34815
2013	32460	26487
2014	31226	28580
2015	24829	22852
2016	22804	16183
2017	31509	52406

Tabla 4: Resumen de producción de cobre y plata fina para el período del 2012 a 2017 de Mantos Blancos.

Recuperaciones Metalúrgicas Concentradora		
CuI	Leyes 0.30 <= CuI < 0.60	Curva % Rec CuI = 90.74*(1-Exp*%CuI^0.34))
	0.60 <= CuI <= 1.50	%Rec CuI = 90.5755+0.210233*%CuI-98198*%CuS
CuS	Leyes 0.10 <= CuS <= 0.40	Curva % RecCuS 0 20%
	Leyes 5 < Ag (ppm) < 20	Curva % Rec Ag = 81.7245+0.083545* ppm Ag

Tabla 5: Resumen de Recuperaciones metalúrgicas para la planta concentradora.



3.4.2. Mineralogía de Concentrado División Mantos Blancos

En el distrito minero Mantos Blancos, las principales especies mineralógicas de minerales oxidados y sulfurados están detalladas en la Tabla 6. Dentro de los diferentes procesos extractivos desarrollados en la División Mantos Blancos y FURE de Codelco, es de vital importancia el conocimiento de los diferentes contenidos minerales del material que pasa por los diferentes procesos. En la Tabla 7, se detallan los contenidos mineralógicos de los materiales sacados de la mina que son enviados a proceso de flotación en División Mantos Blancos Angloamerican. Dado el desarrollo de avance que tiene planificado el plan Minero de Largo Plazo de División Mantos Blancos de Angloamerican, año a año van a ir variando las mineralogías de los materiales de la mina, los cuales tienen un impacto en el contenido de cobre en el concentrado (producto final de División Mantos Blancos), los cuales están ilustrados en forma porcentual en la Tabla 7 y graficados en la Figura 4.

Mineral	Fórmula Química	Contenido de CU (%)
Atacamita	$\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$	59.5%
Crisocola	CuSiO_3	37.9
Cuprita	Cu_2O	89%
SULFUROS		
Mineral	Fórmula Química	Contenido de CU (%)
Pirita	CuS_2	-
Calcopirita	FeCuS_2	35%
Bornita	Cu_5FeS_4	63%
Covelina	CuS	66.5%
Calcosina	Cu_2S	80%

Tabla 6: Resumen de principales minerales oxidados y sulfurados de División Mantos Blancos.

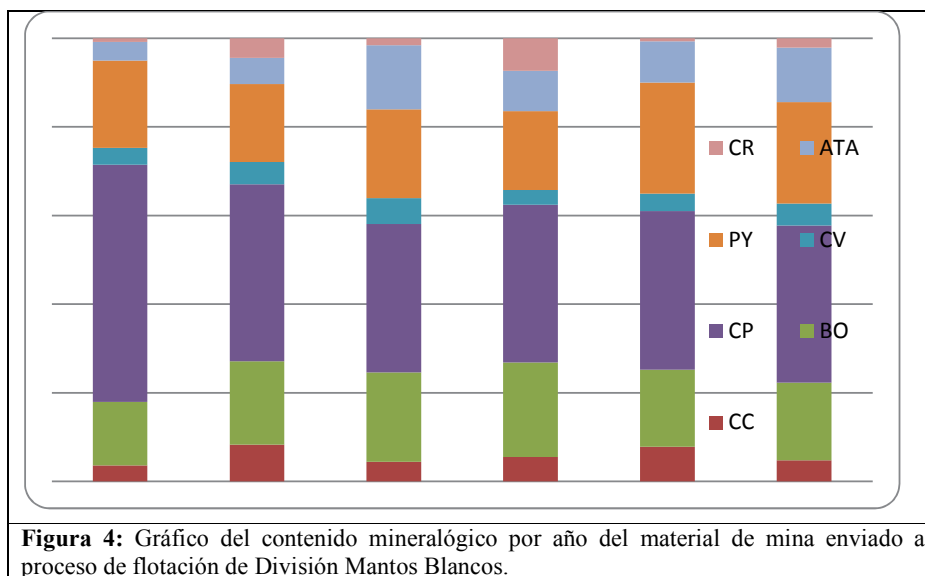


Figura 4: Gráfico del contenido mineralógico por año del material de mina enviado a proceso de flotación de División Mantos Blancos.

MINERALOGÍA								Ley de Cu en
Año	CC	BO	CP	CV	PY	ATA	CR	Concentrado (%)
2012	3.60	14.33	53.51	3.79	19.72	4.22	0.81	30
2013	8.29	18.80	39.97	5.04	17.55	5.90	4.46	28
2014	4.39	20.14	33.51	5.81	20.05	14.48	1.61	28
2015	5.46	21.34	35.58	3.31	17.81	9.13	7.36	28
2016	7.79	17.42	35.78	3.95	25.04	9.35	0.67	28
2017	4.67	17.58	35.44	4.99	22.89	12.30	2.13	28

Tabla 7: Resumen del contenido mineralógico por año de concentrado de División Mantos Blancos.

3.4.3. Parámetros Económicos

Para una correcta optimización de los recursos y plan Minero de Largo Plazo de División Mantos Blancos, la compañía cuenta con una serie de indicadores económicos de los diversos insumos críticos y los valores de venta de los productos finales y subproductos, los cuales son entregados por la oficina de finanzas corporativa con sede en Londres en conjunto con un departamento de analistas de mercado minero. En la tabla 8, se ilustran los principales parámetros económicos para el quinquenio 2012-2017.

Perfil Mercado de Comodities Quinquenio 2012-2017							
Ítem	Unidad	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Precio Cu	c/lb	333,07	327,05	292,41	258,30	240,89	230,00
Precio Ag	US\$/oz	22,53	20,10	19,15	18,08	17,14	16,50
Razón Cambio	Ch\$/US\$	490,00	510,00	530,00	537,00	541,00	587,00
Inflación Local	%	3,00%	3,04%	3,12%	3,00%	3,00%	3,00%

Tabla 8: Perfil de mercado de comodities importantes para División Mantos Blancos. (Modificado de Reporte de Desarrollo Sustentable Unidad de Negocios Cobre, 2011)

De acuerdo al perfil de mercado de commodities, Plan Minero de Largo Plazo y ubicación de las reservas de cobre con que cuenta la División Mantos Blancos, se han estimado los diversos costos de producción de División Mantos Blancos C0-C1-C2, los cuales se ilustran en la tabla 9:

Resumen de Costo Quinquenio 2012-2017							
Costo	Unidad	2012	2013	2014	2015	2016	2017
C0	c/lb	183,70	166,90	165,00	176,30	178,40	163,90
C1	c/lb	186,16	171,96	169,02	183,72	188,47	161,80
C2	c/lb	211,40	206,70	214,80	239,10	251,70	209,10

Tabla 9: Resumen de diversos costos de producción de División Mantos Blancos. (Modificado de LOMBOOK, 2011)

Esta revisión nos permite concluir que el concentrado proveniente de Mantos Blancos presenta características positivas y que una alimentación a la FURE aportaría un equilibrio y una mejor recuperación de cobre para el proceso.

3.5 ANÁLISIS DE PARAMETRIZACIÓN FURE Y EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL CASO BASE DE COMPRA DE CONCENTRADO

En una primera parte para lograr el máximo beneficio posible de esta posibilidad de suministro con un concentrado externo para la FURE, es necesario revisar los parámetros operativos de ella, en lo que respecta a la composición de alimentación actual y de las reacciones químicas que ocurren para el proceso.

Para la evaluación final, se deben agregar los costos asociados al caso de negocio, como precio de compra, contrato de transporte, etc. Esto permitirá concluir para el caso base en un período de 5 años si la hipótesis favorece o no la optimización operativa y

resultados económicos positivos de la FURE con una alimentación proveniente de concentrado de Mantos Blancos. La herramienta a utilizar es el cálculo de resultados a través de la herramienta “Solver” de Microsoft Excel.

3.5.1 Metodología de Trabajo

3.5.1.1 Remapeo Información Mineralogías Históricas de Alimentación Planta Concentradora

En base a la información histórica de las mineralogías de minerales alimentados a proceso concentradora de Div. Chuquicamata y la caracterización mineralógica de los concentrados filtrados producidos en planta concentradora. Se genera un escalamiento en base a la herramienta “Regresión Lineal Múltiple”, utilizando para ello la información del período 2007 -2010. Para con posterioridad se realiza ejercicio que denominamos “Construcción del Modelo de Estimación de Mineralogías de Concentrados”, de alimentación a proceso de Fusión en planta Fundición de Div. Chuquicamata.

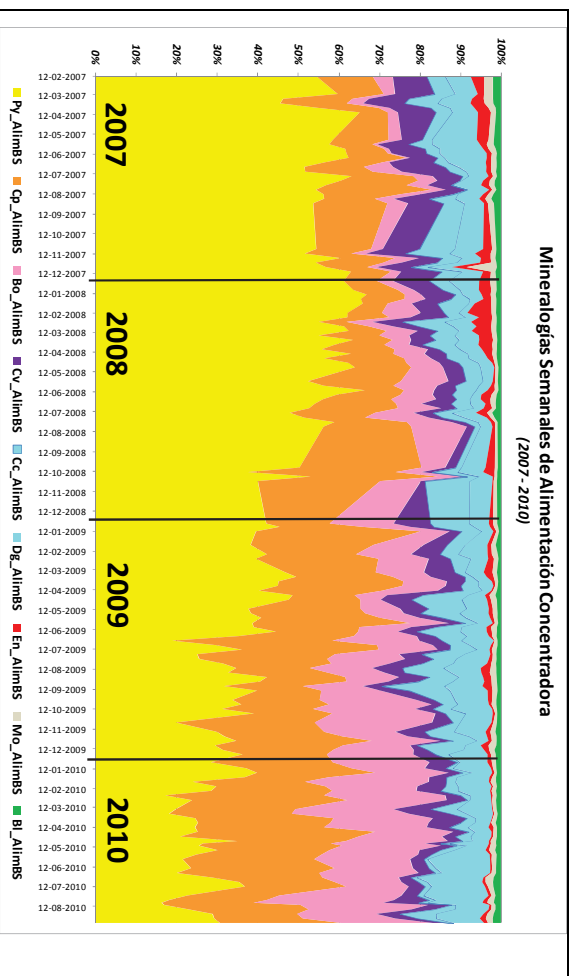


Figura 5: Mineralogías Alimentación Concentrados

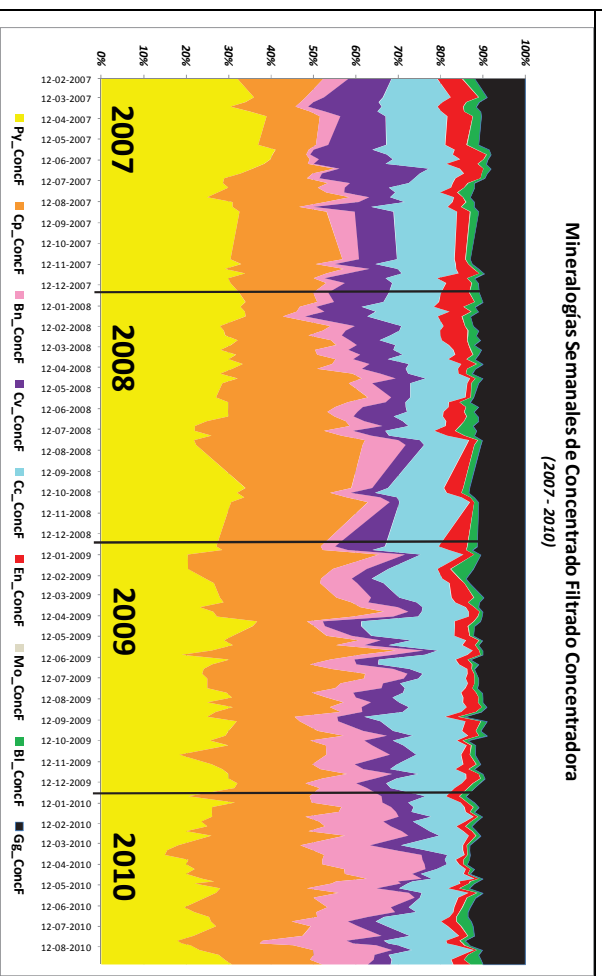


Figura 6: Mineralogías concentrado diluido

3.5.1.2 Aplicación de la Herramienta Regresión Múltiple

- a) El modelo nos permitirá desarrollar la herramienta predictiva de características mineralógicas de concentrados Filtrados, permitiendo la “Construcción del Modelo de Estimación de Mineralogías de Concentrados”, de alimentación a proceso de Fusión planta Fundición de Div. Chuquicamata.

Se aplica para cada una de las mineralogías de interés en planta Fundición. Estas son:

- Calcosina Cu_2S
- Covelina CuS
- Bornita Cu_5FeS_4
- Molibdenita MoS_2
- Calcopirita $CuFeS_2$
- Pirita FeS_2
- Enargita Cu_3AsS_4
- Ganga
- Blenda $(Zn, Fe)S$

- b) La herramienta utilizada en el análisis es Statistica 11 de Statsoft, software de análisis estadístico, control de calidad y minería de datos. Nos permite realizar análisis exploratorio de datos y construir las regresiones. Con el supuesto de linealidad de relación entre las variables. Posterior a este ejercicio, las regresiones son evaluadas mediante métricas de rendimiento, estas son: Coeficiente de Correlación (R) y el coeficiente de Determinación (R²) y el error absoluto medio. Para nuestra aplicación práctica, $R > 0.6$, consideramos que el modelo tiene buena correlación, entre la Estimación y el valor Objetivo, esto porque los datos son reales y existe un efecto de propagación de error en los datos de alimentación. A modo de ejemplo se adjunta resumen de estadística básica año 2010.
-

2010	Valid N	% Valid obs	Mean	Median	Mode	Frequency	Sum	Minimum	Maximum	Lower	Upper	Variance
Cc_AlímBS	45	100	2,767	2,367	Multiple	1	124,506	0,682	8,932	1,640	3,543	2,671
Dg_AlímBS	45	100	8,140	7,882	Multiple	1	366,311	2,384	16,254	4,856	11,763	16,653
Cv_AlímBS	45	100	5,506	5,277	Multiple	1	247,765	3,228	10,449	4,064	6,206	3,254
Cp_AlímBS	45	100	28,214	27,688	Multiple	1	1269,613	13,761	43,999	23,182	31,799	41,716
En_AlímBS	45	100	0,736	0,631	1,000000	5	33,134	0,200	2,170	0,444	1,000	0,170
Bo_AlímBS	45	100	23,932	23,869	Multiple	1	1076,939	15,393	32,000	21,627	25,440	16,861
Py_AlímBS	45	100	28,100	27,029	Multiple	1	1264,498	16,300	44,820	23,531	34,215	49,993
Mo_AlímBS	45	100	1,164	1,108	Multiple	1	52,377	0,597	2,005	0,987	1,290	0,076
Bl_AlímBS	45	100	1,441	1,298	Multiple	1	64,857	0,907	2,296	1,149	1,800	0,153

Tabla 10: Descriptiva de Elementos Estadísticos Básicos

- c) De lo anterior obtenemos el resultado de las relaciones para cada una de las Mineralogías de los Minerales de “Alimentación” a Proceso Concentradora y Salida de este, “Concentrados”.

	Cc_AlímBS	Dg_AlímBS	Cv_AlímBS	Cp_AlímBS	En_AlímBS	Bo_AlímBS	Py_AlímBS	Mo_AlímBS	Bl_AlímBS
Cc_ConcF	0,56	0,17	0,03	-0,36	0,21	-0,24	0,18	0,12	0,13
Cv_ConcF	0,06	-0,08	0,67	-0,66	0,50	-0,49	0,55	0,30	0,15
Cp_ConcF	-0,17	-0,27	-0,38	0,61	-0,46	0,25	-0,32	-0,30	-0,40
En_ConcF	0,15	-0,15	0,38	-0,70	0,75	-0,66	0,68	0,40	0,24
Bn_ConcF	-0,34	0,40	-0,16	0,59	-0,55	0,89	-0,83	-0,16	0,11
Py_ConcF	0,25	-0,15	0,13	-0,62	0,51	-0,67	0,69	0,17	0,09
Mo_ConcF	-0,04	0,22	-0,03	-0,27	0,19	-0,04	0,13	0,02	0,35
Gg_ConcF	-0,15	0,17	-0,06	0,17	-0,08	0,25	-0,24	-0,04	0,00
Bl_ConcF	-0,13	0,13	0,08	-0,34	0,34	-0,28	0,31	0,18	0,55

Color Linealidad Directa Proporcional
Color Inversamente Proporcional

Tabla 11: Relación Mineralogías

d) Resumen de los Coeficientes de Correlación

	Cc_Estim	Cv_Estim	Cp_Estim	En_Estim	Bn_Estim	Py_Estim	Mo_Estim	Gg_Estim	Bl_Estim
Cc_ConcF	0,62	0,18	-0,43	0,24	-0,33	0,36	0,32	-0,22	0,18
Cv_ConcF	0,28	0,81	-0,61	0,67	-0,48	0,63	0,42	-0,53	0,36
Cp_ConcF	-0,36	-0,54	0,73	-0,54	0,28	-0,46	-0,66	0,28	-0,41
En_ConcF	0,29	0,71	-0,64	0,85	-0,64	0,74	0,51	-0,68	0,58
Bn_ConcF	-0,47	-0,55	0,35	-0,69	0,90	-0,86	-0,14	0,89	-0,31
Py_ConcF	0,41	0,49	-0,48	0,63	-0,70	0,73	0,35	-0,70	0,42
Mo_ConcF	0,06	0,10	-0,34	0,20	-0,06	0,15	0,42	-0,08	0,38
Gg_ConcF	-0,21	-0,16	0,08	-0,17	0,27	-0,25	-0,02	0,25	-0,11
Bl_ConcF	-0,03	0,27	-0,43	0,45	-0,25	0,32	0,56	-0,30	0,67

Tabla 11: Resumen 1 coeficiente de correlación

	R	R2	Abs Prom
Calcosina	0,62	0,39	1,98
Covelina	0,81	0,65	1,53
Calcopirita	0,73	0,53	4,02
Enargita	0,85	0,72	0,66
Bornita	0,90	0,82	1,81
Pirita	0,73	0,54	2,59
Molibdenita	0,42	0,17	0,04
Ganga	0,25	0,06	1,05
Blenda	0,67	0,44	0,47

Tabla 12: Resumen 2 coeficiente de correlación

e) Confección de las Ecuaciones de Relación

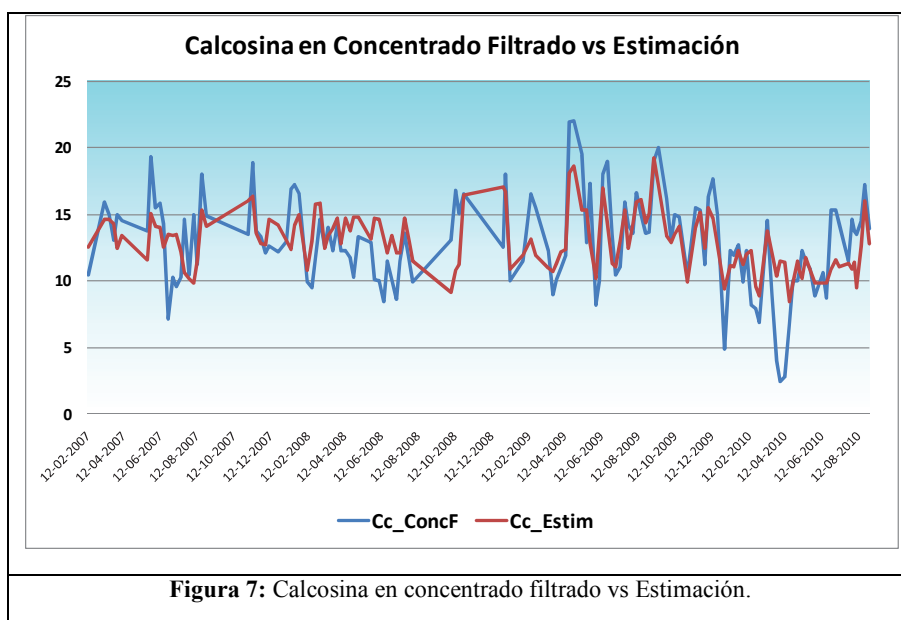
De este análisis se desprenden las ecuaciones de relación de las mineralogías de interés. A modo de ejemplo se muestra en tabla adjunta el resultado para la Calcopirita y Enargita.

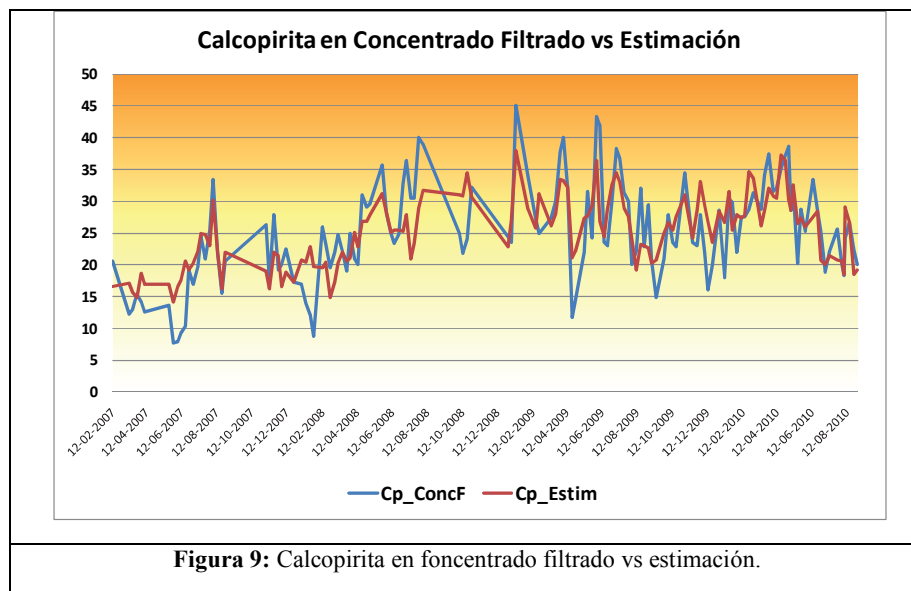
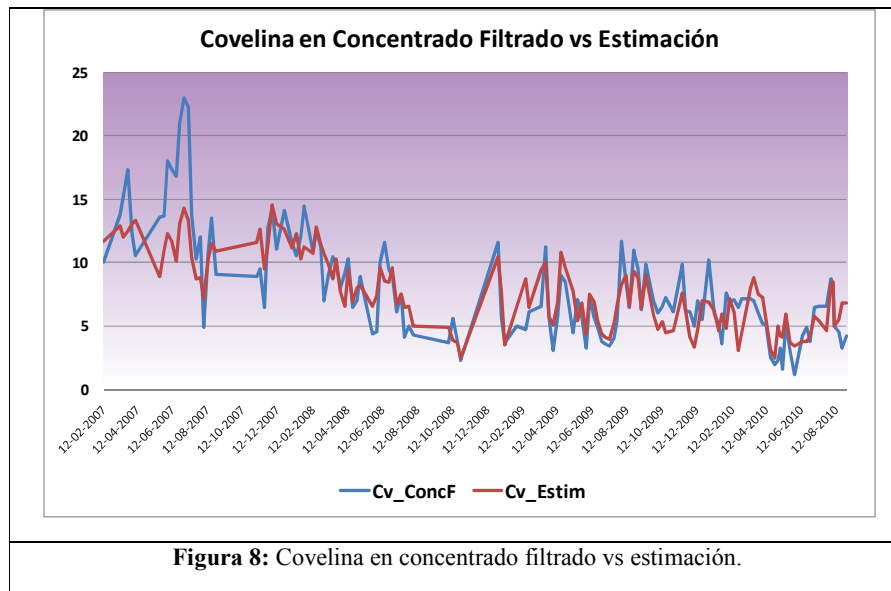
Cp	Beta	Std.Err.	B	Std.Err.	t(101)	p-level
Intercept			7,08317	17,53554	0,40393	0,687117
Dg_AlimBS	-0,177684	0,114314	-0,41165	0,26484	-1,55435	0,123230
Cv_AlimBS	-0,051779	0,094319	-0,17295	0,31503	-0,54898	0,584231
Cp_AlimBS	0,709415	0,244680	0,57529	0,19842	2,89935	0,004588
En_AlimBS	-0,099263	0,114078	-0,67678	0,77779	-0,87014	0,386290
Bo_AlimBS	0,283155	0,231925	0,24635	0,20178	1,22089	0,224970
Py_AlimBS	0,474835	0,363985	0,23925	0,18340	1,30454	0,195013
Mo_AlimBS	-0,013201	0,076856	-0,14223	0,82805	-0,17177	0,863963
BI_AlimBS	-0,146028	0,080495	-2,94969	1,62595	-1,81413	0,072626

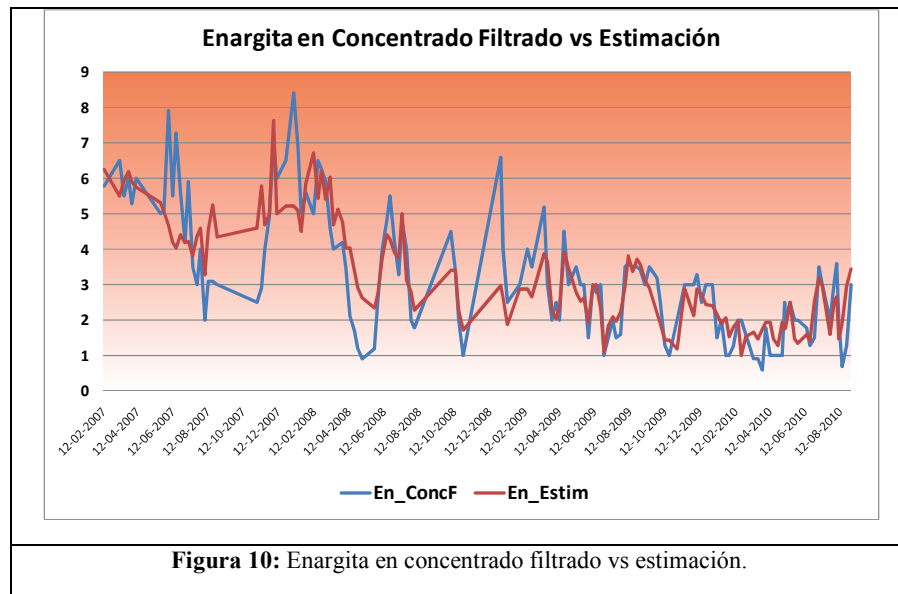
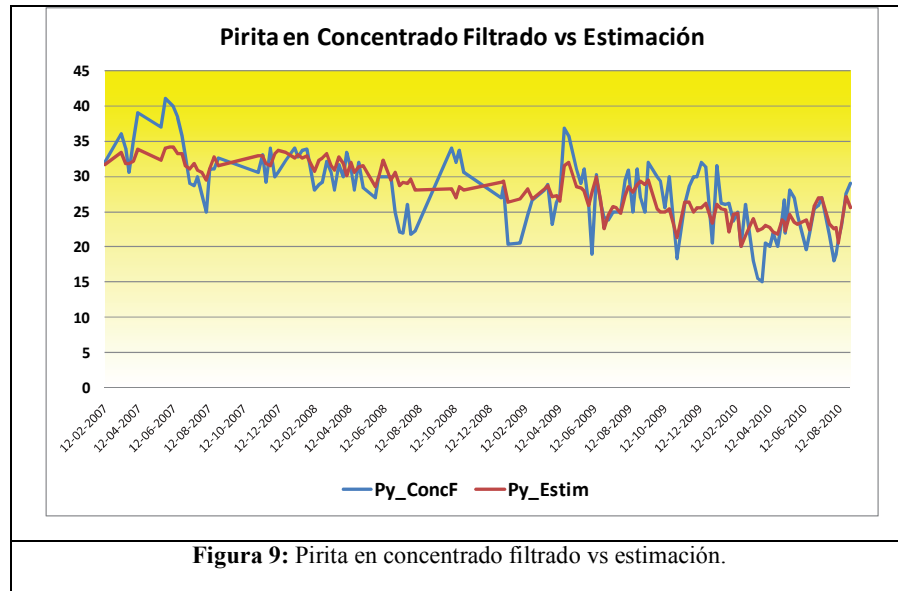
En	Beta	Std.Err.	B	Std.Err.	t(102)	p-level
Intercept			-0,630138	2,274689	-0,277022	0,782324
Cv_AlimBS	0,142128	0,065865	0,107585	0,049857	2,157860	0,033286
Cp_AlimBS	0,009304	0,143654	0,001710	0,026402	0,064766	0,948487
En_AlimBS	0,410055	0,082191	0,633613	0,127001	4,989024	0,000003
Bo_AlimBS	-0,135098	0,156170	-0,026638	0,030793	-0,865074	0,389028
Py_AlimBS	0,267283	0,208520	0,030522	0,023812	1,281808	0,202816
Mo_AlimBS	0,142315	0,058725	0,347498	0,143392	2,423415	0,017137
BI_AlimBS	0,161733	0,058462	0,740388	0,267631	2,766448	0,006729

Tabla 13: Confección de las Ecuaciones de Relación

- f) Gráficas Descriptivas del Rendimiento del Modelo de Correlación de Concentrados, 2007 – 2010.







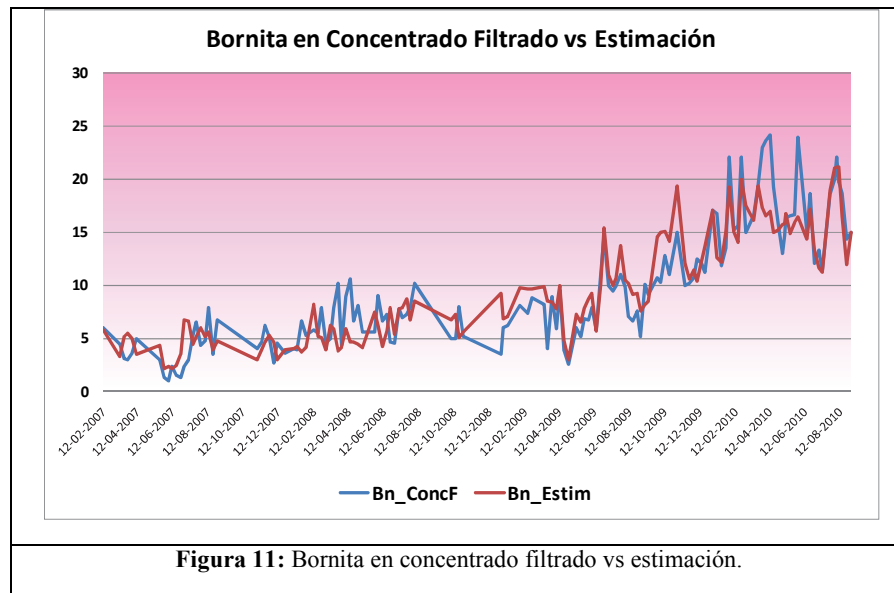


Figura 11: Bornita en concentrado filtrado vs estimación.

3.5.1.3 Aplicación del Modelo Predictivo Construido para Concentrados, Periodo 2013 – 2017

En esta etapa se utiliza el Modelo de Estimación de Mineralogías de Concentrados construido en etapas anteriores y se carga con las mineralogías del total de minerales alimentados a planta Concentradora, en el período 2013 – 2017. Con la caracterización de los concentrados resultantes estimados, se procede a evaluar los concentrados disponibles en el mercado a incorporar en mezcla de alimentación a planta Fundición. En esta evaluación, se busca la alternativa de mezcla de concentrados que optimiza operación de la misma planta. La factibilidad de comprar concentrados en el mercado como es el caso propuesto a División Mantos Blancos de Angloamerican, busca que el aporte mejore notablemente el desempeño de la FURE y se define considerando el costo, el cual se relaciona directamente con la distancia, del punto de producción y la planta fundición de División Chuquicamata.

3.5.1.4. Producción y Capacidades de Tratamiento Concentrados en División Chuquicamata, 2013 -2017

En tabla adjunta se detalla las potenciales producciones propias y los procesamientos de estas. Adicionalmente, se estima un potencial de compra de concentrados en el mercado de acuerdo a las restricciones de flotas de transporte promedio disponibles. En el periodo 2014 – 2016, no necesariamente se decide no comprar concentrados en el mercado, dado que la evaluación con mezcla de mercado, puede resultar en una predicción de mejoramiento en calidad, tal que asegura el mejor desempeño de planta Fundición.

Potencial Concentrados a Producir, Procesar y Comprar			
Periodo	Concentrados Propios (ts)	Capacidad de Fundición (ts)	Potencial Compra Mercado (ts)
1 trim 2013	359.458	388.714	60.000
2 trim 2013	359.458	388.714	60.000
3 trim 2013	359.458	388.714	60.000
4 trim 2013	359.458	388.714	60.000
1 sem 2014	712.071	682.125	120.000
2 sem 2014	712.071	682.125	120.000
2015	1.547.688	1.342.018	240.000
2016	1.493.336	1.340.550	240.000

Tabla 14: Potencial concentrados a producir, procesar y comprar.

3.5.1.5. Rangos de Calidad y Alternativas de Concentrados en el Mercado (A y B)

Considerando como alternativa A como seguir con alimentación interna de unidades de Codelco y el caso B, compra y adición de concentrado de División Mantos Blancos, se definen las bases que optimizan Calidad de Alimentación a Fundición, sean

estas: rangos de mineralogías y de leyes, y las de Costos, en relación a distancia de transporte.

Alternativas de Mercado Características Concentrado			Restricciones Mineralógicas Concentrados a Fundir		Restricciones Leyes Concentrados a Fundir			
	A	B		Min	Max		Min	Max
Cc	10,50	2,80	Cc	9,30	12,00	%Cu	28,00	32,00
Cv	10,00	5,20	Dg			%Fe	31,00	33,00
Cp	20,50	32,00	Cv	4,00	5,00	%S	21,00	24,00
En	5,80	1,00	Cp	26,00	30,00	%As	0,50	0,80
Bn	6,00	24,10	En	1,50	5,00	%Zn	1,15	3,00
Py	32,00	20,00	Bo	8,00	10,00	Costo Transporte		
Mo	0,20	0,10	Py	27,00	32,00		A	B
Gg	12,00	13,70	Mo	0,09	1,20	\$/tm	15.000	13.200
Bl	3,00	0,90	Bl	2,00	2,50			

Tabla 15: Rangos de Calidad y Alternativas de Concentrados en el Mercado

3.5.1.6. Uso de la Herramienta de Optimización

Tomando en consideración la información de las características de concentrados tanto de yacimientos de Codelco como de Mantos Blancos, las condicionantes técnicas de optimización de la operación en planta Fundición y de costos por distancia de transporte, utilizamos la herramienta “Solver” para buscar la alternativa optimizada. La metodología para tomar la decisión en las dimensiones: calidad, potencial capacidad de transporte y costo de mezclas (distancia), se detalla en los siguientes pasos:

1 Uso de Ponderadores por mineralogías de alimentación a Fusión.

La operación en fundición, establece que al menos 3 elementos son relevantes en asegurar el buen funcionamiento de las capacidades instaladas. El peso específico es el siguiente:

- Calcopirita (Cp) 30%.
- Pirita (Py) 50%
- Enargita (En) 5%
- Calcosinas + Covelinas + Bornitas (Cc+Cv+Bo) 15%

2 Minimizar los Desvíos con Relación a los Rangos de Calidad Establecidos

Se determina las diferencias de las calidades, considerando las características de los concentrados propios (A) versus la opción de mezclas con concentrados (B). Para ello, minimiza el valor absoluto del total de diferencias de todas las mineralogías. Utilizando los rangos mínimos y máximos establecidos por la operación en planta Fundición. Al interior de la Banda establecida, el valor de la calidad es cero.

3 Resumen de Restricciones a utilizar en herramienta Solver:

- Maximizar Uso Concentrados Propios \leq Capacidad Fusión
 - Uso Concentrado Propio ≥ 0
 - Uso Concentrado Externo $\leq 20.000\text{ts/mes}$
 - Uso Concentrados Propios + Externos = Cap. Fusión
 - Uso Concentrados Externos ssi Delta Calidad ≥ 5 pts
 - Si Delta Calidad < 5 pts, la decisión es económica
-

4 Resultado de la Metodología y Mejor Alternativa a Analizar

Concentrado Producido en Concentradora								
Cc	Cv	Cp	En	Bn	Py	Mo	Gg	Bl
14,91	6,95	30,64	4,77	6,96	23,97	0,20	9,06	2,54
15,10	8,36	30,58	5,13	6,21	23,75	0,21	7,99	2,67
15,36	10,37	25,56	6,78	5,13	25,94	0,23	7,49	3,15
15,29	11,26	28,07	5,89	4,78	24,48	0,26	6,08	3,89
14,57	11,85	21,83	6,67	3,76	29,20	0,27	7,94	3,91
12,89	15,45	21,11	7,51	3,14	29,07	0,20	8,29	2,34
12,20	8,99	31,56	4,95	5,69	24,97	0,14	9,97	1,52
14,50	8,15	32,27	5,18	6,12	23,21	0,19	8,17	2,20

Tabla 16: Concentrado producido en Concentradora

Concentrado Externo									
	Cc	Cv	Cp	En	Bn	Py	Mo	Gg	Bl
B	2,8	5,2	32,0	1,0	24,1	20,0	0,1	13,7	0,9
B	2,8	5,2	32,0	1,0	24,1	20,0	0,1	13,7	0,9
B	2,8	5,2	32,0	1,0	24,1	20,0	0,1	13,7	0,9
B	2,8	5,2	32,0	1,0	24,1	20,0	0,1	13,7	0,9
A	10,5	10,0	20,5	5,8	6,0	32,0	0,2	12,0	3,0
A	10,5	10,0	20,5	5,8	6,0	32,0	0,2	12,0	3,0
B	2,8	5,2	32,0	1,0	24,1	20,0	0,1	13,7	0,9
B	2,8	5,2	32,0	1,0	24,1	20,0	0,1	13,7	0,9

Tabla 17: Concentrado externo.

Concentrado a Fundición								
Cc	Cv	Cp	En	Bn	Py	Mo	Gg	Bl
14,0	6,8	30,7	4,5	8,2	23,7	0,2	9,4	2,4
14,2	8,1	30,7	4,8	7,6	23,5	0,2	8,4	2,5
14,4	10,0	26,0	6,3	6,6	25,5	0,2	8,0	3,0
14,3	10,8	28,4	5,5	6,2	24,1	0,3	6,7	3,7
14,6	11,8	21,8	6,7	3,8	29,2	0,3	7,9	3,9
12,9	15,4	21,1	7,5	3,1	29,1	0,2	8,3	2,3
12,2	9,0	31,6	5,0	5,7	25,0	0,1	10,0	1,5
14,5	8,2	32,3	5,2	6,1	23,2	0,2	8,2	2,2

Tabla 18: Concentrado a Fundición.

3.6. CONCLUSIONES DE LA APLICACIÓN DEL CASO EN ESTUDIO

	Costo (U\$)/día		Calidad		Calidades A-B	WIN
	A	B	A	B		
1 trim 2013	20.833	8.939	1,41	1,07	0,35	B
2 trim 2013	20.833	8.939	1,64	1,13	0,51	B
3 trim 2013	20.833	8.939	1,14	0,94	0,20	B
4 trim 2013	20.833	8.939	1,57	0,85	0,72	B
1 sem 2014	16.480	18.333	1,78	1,44	0,34	A
2 sem 2014	16.480	18.333	2,15	1,93	0,22	A
2015	20.833	0	0,01	1,52	-1,51	B
2016	20.833	0	0,93	2,24	-1,31	B

Tabla 19: Conclusiones aplicación del caso

Potencial Concentrados a Producir, Procesar y Comprar				Base a Fundir	
Periodo	Concentrados Propios (ts)	Capacidad de Fundición (ts)	Potencial Compra Mercado (ts)	Externo (ts)	Propio (ts)
1 trim 2013	359.458	388.714	60.000	29.256	359.458
2 trim 2013	359.458	388.714	60.000	29.256	359.458
3 trim 2013	359.458	388.714	60.000	29.256	359.458
4 trim 2013	359.458	388.714	60.000	29.256	359.458
1 sem 2014	712.071	682.125	120.000	0	587.203
2 sem 2014	712.071	682.125	120.000	0	587.203
2015	1.547.688	1.342.018	240.000	0	1.342.018
2016	1.493.336	1.340.550	240.000	0	1.340.550

Tabla 20: Conclusión potencial concentrados a producir, procesar y comprar.

De las tablas anteriores se concluye lo siguiente:

- Todo el periodo 2013, se considera la alternativa de mezclar con 8% de concentrado de tipo B, minimizando la diferencia respecto al concentrado óptimo de alimentación a fundición
- Para el año 2014, si bien la alternativa B optimiza la calidad, la mejora no es significativa respecto a no utilizar concentrado externo. Es por lo anterior y los costos que implica, que se elige la opción de utilizar sólo concentrados propios.
- En los años 2015 y 2016 la opción nuevamente de procesar sólo concentrados propios es la que gana debido a que no tiene un diferencial de costo a pagar por comprar concentrado externo.

CAPÍTULO 4

CONCLUSIONES

La evaluación de caso en la presente tesina permitió identificar diferentes aspectos que están asociados a la factibilidad de efectuar una optimización del valor económico de la FURE, con una alimentación distinta a la que pueden proporcionar los yacimientos de la División Codelco Norte.

En primer lugar, el ejercicio realizado permitió detectar la necesidad de lograr una clara caracterización geometalúrgica de cualquier mineral que sea adquirido para la alimentación de la FURE. Esto conlleva una planificación para coordinar por un periodo de tiempo los programas de alimentación, comprometiendo la composición mineralógica como también el porcentaje de concentrado. Para el caso presentado, se realizó el ejercicio con el modelo geometalúrgico de División Mantos Blancos, donde se entregó el programa de mediano plazo a 5 años y la caracterización de la mineralogía y concentrado para el mismo período.

Actualmente en la situación de mercado en lo que respecta al commodity del cobre, se abren nuevas oportunidades para revisar nuevas oportunidades de negocio para la venta de este producto. A nivel mundial, el cobre se vende principalmente en concentrado a fundiciones, pero en Chile, se lleva al proceso dentro de las mismas compañías mineras o hacia el extranjero. Como ejemplo de este tipo de sinergias a partir de contratos entre distintas compañías mineras dentro del país, tenemos sólo el ejemplo de Mantos Blancos de Angloamerican hacia Altonorte de Xtrata Copper. El caso evaluado en este trabajo invita a hacer una revisión de este tipo de caso de negocio, en este caso en particular, en la búsqueda de obtener la mejor rentabilidad al activo de la fundición y refinería de Codelco. Los resultados del análisis indican que ambas

compañías mineras presentan todas las condiciones para llevar a cabo acuerdo de este tipo y las condiciones operativas están dadas debido a la facilidad de interacción de las divisiones de ambas compañías para la ejecución práctica del caso.

En lo que respecta al transporte, se observa que es un factor muy importante de análisis, debido a los altos valores a cancelar por este servicio actualmente. Hoy en día, dentro de los costos de la industria, los combustibles son de gran influencia en los resultados totales de las compañías mineras. Para el cálculo del beneficio de estrategia de negocio, en la evaluación debe incluirse todo lo asociado a un contrato de transporte que con alimentación de concentrado de Mantos Blancos hacia la FURE.

Al realizar el análisis de beneficio de esta evaluación de caso, utilizamos el programa Solver para obtener resultados de la simulación. Los resultados a partir de los factores antes mencionados indicaron que sigue siendo más rentable para el periodo de 5 años, en 4 de ellos, el uso de concentrado propio de Codelco aunque no se alcance a utilizar la capacidad máxima de la FURE.

Para finalizar nuestro análisis, es una tendencia en la industria el constante incremento de costos y la disminución de las leyes en los yacimientos, es por ello que una correcta evaluación técnico-económica de los procesos es la clave para la optimización de los beneficios de las compañías. En el caso expuesto, que busca evaluar el uso de concentrado de División Mantos Blancos para el programa Quinquenal – División Chuquicamata, se concluyen diferentes alternativas de mezclas con concentrado externo o sólo uso de concentrado propio, donde esta evaluación estuvo sujeta a las calidades de los concentrados externos disponibles y los costos de transporte asociados, sin embargo, la mayoría de las veces será de mayor beneficio usar los recursos propios, ya que de esta forma no se incurre en costos adicionales.

REFERENCIAS

- Boric, R. y Otros. (1990). Geología y Yacimientos Metalíferos de la Región de Antofagasta. Servicio Nacional de Geología y Mineralogía. Boletín N°40. 243p.
 - Chavez, W. (1985). Geologic setting and the nature and distribution of disseminated copper mineralization of Mantos Blancos District, Antofagasta Province, Chile. Ph.D. thesis (unpublished), University of California.
 - Cornejo, p. y Otros. (2006). U/Pb and $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ geochronology of volcanic and intrusive events at the Mantos Blancos copper deposit, II Región, Chile. Actas XI Congreso Geológico Chileno, Antofagasta.
 - Correa Tobar, Rodrigo. Trabajo Examen "Creación y puesta en marcha área confiabilidad gerencia Fundición y Refinería Codelco División Chuquicamata". Universidad Técnica Federico Santa María, Valparaíso, Chile. Marzo 2012. 26 p.
 - Correa, Rodrigo; Sánchez Luís; Gerardo Bravo. Trabajo Examen "Informe de Análisis, Formulación e implementación Estratégica Empresa Codelco Chuquicamata". Universidad Católica del Norte, Antofagasta, Chile. Mayo 2012. 76 p.
 - Cortés, J. (1998). Geología, estructuras y geoquímica preliminar del distrito minero Mantos Blancos, Cordillera de la Costa, Segunda Región de Antofagasta, Chile. Memoria de Título (inédito). Universidad Católica del Norte, 146 p.
-

- Cortés, J. y Otros. (2000). Marco Estructural el Distrito Minero Mantos Blancos, Cordillera de la Costa del Norte de Chile. Actas IX Congreso Geológico Chileno, V2, Simposio Nacional N°1, p.p. 107-112.

 - Díaz, D. (1998). Análisis y cinemática de la deformación frágil en el yacimiento cuprífero Mantos Blancos, Segunda Región de Antofagasta. Memoria para optar al Título de Geólogo. Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas, Universidad Católica del Norte.

 - González Carlos. Documento “Descripción de la Fundición Metalurgia Básica del negocio”. Febrero 2012. 19 p.

 - Infanta, J. (2002). Geología y mineralización del prospecto Argentina. Su implicancia en la exploración del distrito Minero Mantos Blancos (DMMB), región de Antofagasta. Tesis, Departamento de Ciencias Geológicas, Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas, Universidad Católica del Norte.

 - Inventario Nacional de Fuentes de Emisión de Dioxinas y Furanos. Anexo C “Resumen descriptivo de las tecnologías y Operación de las Fundiciones Primarias de Concentrados de Cobre en Chile”. 28 p.

 - Lucero, C. (1998). Evaluación geológica del cuerpo mineralizado Nora Mantos Blancos, II región de Antofagasta. Tesis, Departamento de Ciencias Geológicas, Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas, Universidad Católica del Norte.

 - Munizaga, F. y Otros. (1991): Nuevos antecedentes geocronológicos del yacimiento Mantos Blancos, Región de Antofagasta, Chile. Sexto Congreso Geológico Chileno, resúmenes expandidos, p.221-224. Viña del Mar.
-

- Núñez, E. (2001). Geología de superficie del Yacimiento Cuprífero Mantos Blancos, II Región de Antofagasta. Programa de titulación especial. Memoria para optar al título de geólogo. Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas. Universidad Católica del Norte.

 - Orrego, M. (2001). Levantamiento geológico y sondajes de reconocimiento en el Distrito Mantos Blancos. Informe Interno de la Superintendencia de Geología.

 - Ramírez, L. y Otros. (2006). The Mantos Blancos copper deposit: an upper Jurassic Brescia-style hydrothermal system in the Coastal Range of Northern Chile. *Mineralium Deposita*, V. 41, pp 246-258.

 - Ramírez, R., (1991). Geología del Yacimiento Cuprífero de Mantos Blancos, memoria de prueba, Departamento de Geología Universidad de Chile.

 - Ulloa, C. y Calderón, E. 2011. Mantos Blancos Mine, Competent person Statement Ore reserves and Mineral resource. Informe Interno AngloAmerica, Unidad de Negocios Cobre. Inédito. 31 p.

 - Véliz, H., (1996). Caracterización de los rasgos estructurales mayores del yacimiento Mantos Blancos. Archivo Departamento de Geología. Empresa Minera de Mantos Blancos S.A. Informe Interno.

 - Varios. (2011). Lombok División Mantos Blancos. Informe Interno Angloamerican Unidad de Negocio Cobre. Inédito. 160 p.
-

- Varios (2011). Reporte Desarrollo Sustentable 2011, Unidad de Negocios Cobre. Reporte interno Angloamerican. Inédito. 145 p.

A N E X O S

➤ N°1. COMPLEJO MINERO CHUQUICAMATA

La Mina de Chuquicamata pertenece a la Corporación del Cobre (Codelco), principal empresa chilena en la minería metálica, y es la más grande del mundo con una forma elíptica que comprende enormes dimensiones de 4,3 kilómetros de largo, 3 kilómetros de ancho y 800 metros de profundidad.

Historia

Fueron los indios "Chucos" los primeros en descubrir las propiedades del cobre, presente generosamente en el desierto de Atacama. De ellos proviene el nombre Chuquicamata, que significa "límite de la tierra de los Chucos" y también "Punta de Lanza".

El cobre continuó siendo explotado sucesivamente por todos los que llegaron a la región. El mineral era fundido en unos hornos construidos en la rivera del río Salado durante la invasión de los Incas, posteriormente, los españoles Diego de Almagro y Pedro de Valdivia, se valían del cobre para recuperar las herraduras de los caballos. Cuando comenzó el poblamiento de la zona, los bolivianos, que tenían soberanía en el desierto de atacama, explotaron superficialmente las vetas de cobre. El año 1879, luego de la guerra del pacífico, esta región de inmensa riqueza pasó a manos chilenas.

Miles de mineros llegaron en busca de oportunidades, en medio del apogeo de la industria salitrera, comenzaron las primeras extracciones masivas de cobre. En 1910, un ingeniero estadounidense insertó un proceso para detectar minerales de baja ley, y comenzó un proyecto para iniciar la explotación de Chuquicamata.

Dos años más tarde, la compañía norteamericana propiedad de los hermanos Guggenheim adquirió los derechos de la antigua sociedad y rebautizó la firma como "Chile Exploration Company", con la esperanza de aprovechar la veta generosa de Chuquicamata.

Las construcciones comenzaron de inmediato, con una fuerte inversión especialmente en la abertura del rajo, instalaciones que fueron inauguradas oficialmente

el 18 de mayo de 1915, con la presencia del presidente de la república, Ramón Barros Luco.

De esta forma, comenzó la explotación industrial de Chuquicamata, la que más tarde sería la mina a rajo abierto más grande del planeta, base de la economía nacional hasta nuestros días.

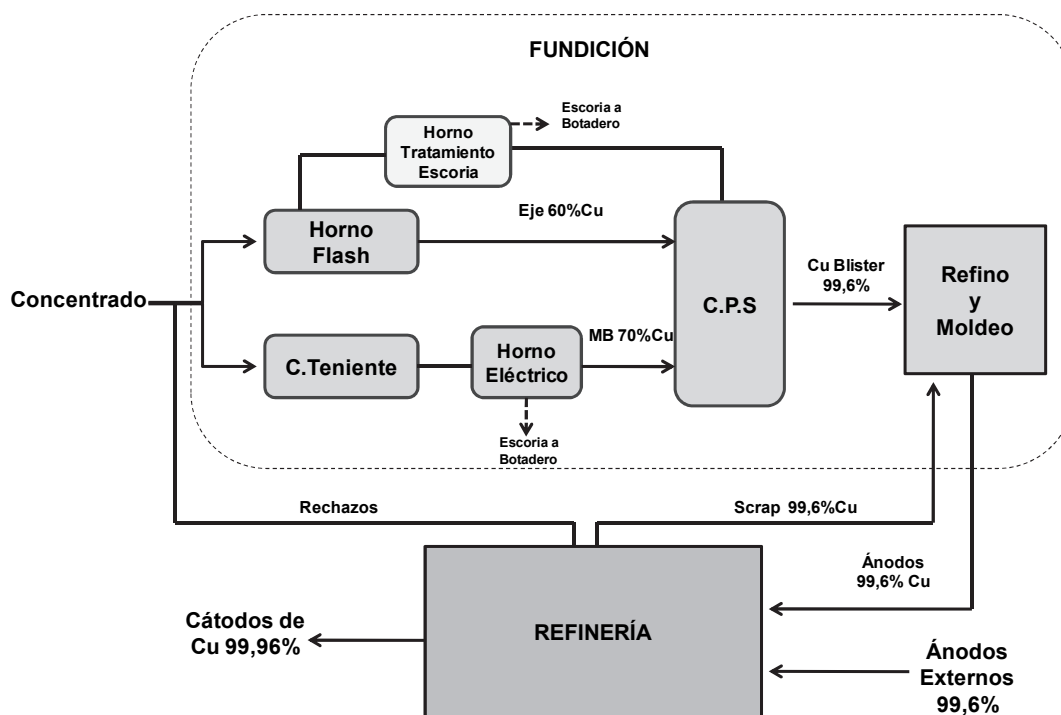
Ocho años después, los hermanos Guggenheim vendieron sus derechos y todas las instalaciones a otra empresa norteamericana "Anaconda Copper Mining Co.", poderosa firma que comenzó la construcción de colosales obras de mejoramiento de la infraestructura, trajo equipos y abrió caminos.

Así avanzaron los años hasta que en 1969, el Estado de Chile adquirió el 51 por ciento de las acciones de la Chile Exploration Company -subsidiaria de Anaconda Copper Mining- y en julio de 1971, mediante una reforma a la constitución, fue promulgada la nacionalización del cobre. Posteriormente se formó la Corporación del Cobre, Codelco, la más grande e importante empresa estatal de toda la historia de Chile.

Actualmente la producción de Chuquicamata es de unas 528.377 toneladas de cátodos electrorefinados y electroobtenidos con una pureza de 99,96 por ciento de cobre. También produce unas 10.760 toneladas métricas de contenido fino de molibdeno. Además, se obtienen otros subproductos, como barros anódicos y ácido sulfúrico.

Ubicación

El complejo minero de Chuquicamata está ubicado a 1.650 kilómetros al norte de la capital de Chile, a 2.870 metros sobre el nivel del mar. Cuenta con dos minas donde el tipo de explotación es a rajo abierto, "Chuquicamata" y "Mina Sur".



➤ N2. NARRACIÓN FUNDICION

El Principio

A fines de la década de los 40, con la disminución de la ley de cobre y el agotamiento del mineral oxidado, que había sido el único tipo de mineral extraído hasta ese momento, en el año 1948 apareció en el tajo un gran tonelaje de mineral sulfurado que fueron quedando apiladas a la espera del nacimiento del gran coloso denominado “Planta de Sulfuro”, que consideraba la Concentradora y Fundición de Concentrado, con una Refinería ya instalada.

La construcción de la Fundición de Concentrado, comenzó en el año 1948 y tardó cerca de cinco años en materializarse, finalizando en el año 1952.

El 5 de noviembre de 1952, se inició la operación de la Fundición de Concentrado de Chuquicamata, la cual, contó con los siguientes equipos: 2 Hornos de Reverberos – 4

CPS de 13'x30' – 3 Hornos de Refino – 1 Rueda de Moldeo – 2 Grúas Puente marca Morgan de 100 ton. Las primeras producciones de cobre entregadas al mercado fue cobre Blíster.

Así y a medida que avanza en su crecimiento, sin dudas que sus chimeneas han sido paisaje habitual de la Fundición, una destinada a los Hornos Reverberos y otra, para los actuales Convertidores Pierce Smith.

No podemos dejar de mencionar que en el año 1975, se instalan las primeras máquinas Gaspé, dejando atrás la modalidad del punzado manual en los CPS. En 1976, se inició la operación de “Enganche Automático”, que consta de 2 espuelas en la olla y de triángulos en las grúas para enganchar. Posteriormente se dejó una sola espuela por olla. Ambas actividades en su origen fueron con alto riesgo a las personas.

Hasta la década del 90, ambas chimeneas funcionaban a máxima potencia y/o a “escape libre”, de tal suerte que la capacidad productiva de la fundición se medía por la cantidad de gases que era capaz de evacuar, en cada una de ellas.

Con el paso de los años y la llegada del Oxígeno a escala industrial, los Hornos de Reverbero demostraron ser una tecnología obsoleta, dentro de los procesos de fusión de concentrado de cobre. Estos, tenían como principal característica, ser un proceso contaminante del medio ambiente, altamente costoso y bastante peligroso para la integridad de las personas.

Bajo este concepto, los Hornos de Reverberos, 4 en total, fueron quedando atrás en el tiempo, los Hornos N°s 1 y 2, son detenidos en el año 1991, el Horno Reverbero N° 3 se detiene en junio de 1993, para finalmente en septiembre de 1994 el Reverbero N° 4.

La llegada de las Plantas de Oxígeno, marcaron una época de consolidación en los costos y mayor eficiencia y producción del cobre. Llega la primera Planta de Oxígeno en 1979 Japonesa, marca Mitsubishi, en 1986 aparece la 2ª Planta de Oxígeno, Francesa, (L' Air Liquide) y en junio de 1992, se inicia la operación de la tercera Planta de Oxígeno, Inglesa (BOC, British Oxigen Company), todas con capacidad de 400 tpd., con esto, la disponibilidad total es de 1.200 tpd

En 1981 se realiza la puesta en marcha del primer Convertidor Teniente (CT-1). Este nuevo complejo significó una inversión millonaria, que tuvo que enfrentar de una forma más eficiente y de acuerdo a los tiempos, el control de contaminación ambiental.

A fines de la década de los 80, se pone en funcionamiento el complejo de fusión Flash y las Plantas de Acido optimizadas, que lejos es el hito más relevante que ha existido en la historia, como una gran transformación en el proceso productivo de la Fundición.

En 1987, se adquiere para la operación 2 camiones de transporte de escorias marca Kamag, dejando atrás, el tradicional manejo de las escorias a través de vías de ferrocarril.

Recordando el paso del tiempo para las Plantas de Ácidos, donde la primera Planta en Fundición es instalada en septiembre de 1970, de 500 tpd marca MONSANTO (USA), la cual era alimentada inicialmente sólo con caliche de azufre. Su producto era utilizado en el proceso de lixiviación. El 6 de junio de 1988, se inició la puesta en marcha de la segunda Planta de Contacto N° 2, Mitsubishi, con su respectiva Planta de Limpieza ambas denominadas Planta de Acido N° 2. En noviembre de 1990, aparece la Planta de Contacto N° 3, marca Mitsubishi, denominada Planta de Acido N° 3. En 1993, es la puesta en operación de la Planta de Contacto N° 4, marca Mitsubishi, con dos módulos de Limpieza Lurgi, ambas denominadas Planta de Acido N° 4.

Alrededor de estos hechos, comienza a gestarse la necesidad de seguir avanzando en la calidad de vida de la gente y en el control de la contaminación ambiental, por lo que en noviembre de 1993, se puso en servicio el Convertidor Teniente N° 2, de 5x22 m., con una inversión de 41 MUS\$.

Llega el mes de noviembre del año 2002, y nuevamente el CT-2, es necesario llevarlo a un nivel de operación optimizado y es potenciado según el proyecto “Descontaminación Ambiental II Etapa Fundición de Concentrado”, de una capacidad de fusión de 1.800 ts/día se lleva a 2.200 ts/día nominal, pasando de un transporte de concentrado en fase semi-densa a ultra-densa, modifica campanas refrigeradas, instala refrigeración parte inferior del casco, entre otras modificaciones.

En el año 2004, el Horno Flash, pasa también por un potenciamiento con modificaciones relevantes que dan cuenta de la constante innovación, en torno al tema medio ambiental, dando así, satisfacción a los férreos compromisos con el gobierno.

Frente a la necesidad de controlar aún más los gases resultantes del proceso y dar una mayor eficiencia al proceso, el 13 de septiembre del 2003, se inicia la operación del Horno Eléctrico (HELE), que significa dar un salto tecnológico importante, para llevar

el Rendimiento Metalúrgico a niveles de 97% y escorias de descarte del orden del 1% en cobre.

El año 2011, la Fundición recibe una de las adquisiciones más relevantes para su operación, la llegada de 3 camiones “KIROW”, que vienen a reemplazar a los viejos camiones de transporte de escoria “KAMAG”.

La Fundición actualmente tiene disponible para su operación los siguientes equipos: 1 Horno Flash, 1 CT, 1 Horno Eléctrico, 1 Planta de Granalla, 5 CPS (incluye CPS N° 1), 6 Hornos de Refino, 3 Ruedas de Moldeo, 2 Hornos de Fusión Restos de Ánodos, 3 Plantas de Acido, 3 Plantas de Oxígeno, 4 Camiones Transporte de Escoria y 4 Grúas Puente de 100 ton cada una.

➤ N° 3. MOVIMIENTO OLLAS EN LA NAVE DE OPERACIONES

	N° OLLAS/DIA	PESO POR OLLA
EJE HF	45	37
MB CT2	24	40
Cu CPS A REFINO	24	50
OXIDO CPS	12	30
CARGA FRIA	18	20
MB DE HELE	7	40
ESC HF A HELE	10	30
ESC CPS A HELE	5	30
ESC DE REFINO	9	20
Cu REFINO 4 y 5	9	40
LIMPIEZA Y BLANQUEO	9	
TOTAL	172	

Según Rancagua			
OLLAS	m3	pies3	Peso Olla Vacía
EJE (OLLA TTE)	11	400	27
MB (OLLA TTE)	11	400	27
ESC REFINO	6	200	12
COBRE (OLLA TTE)	11	400	27
ESCORIA KAMAG	18	600	36
