



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

OPTIMIZACIÓN DE LA FUSIÓN DE CONCENTRADOS GRAVIMÉTRICOS DE ORO
PARA MINA EL BRONCE

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE MINAS

TATIANA FERNANDA YÁÑEZ CONCHA

PROFESOR GUÍA:

LEANDRO VOISIN ARAVENA

PROFESOR CO-GUÍA:

JULIO OSSANDÓN GONZALEZ

COMISIÓN:

FERNANDO SILVA CALONGE

SANTIAGO DE CHILE

2024

Resumen

El presente trabajo estudia el proceso de fusión de Mina El Bronce de Petorca, y propone cambios en diferentes parámetros en el procesamiento de concentrados gravimétricos de oro.

Se identifican los principales parámetros operacionales que interfieren en la optimización de la fusión de concentrados gravimétricos. Estos consisten en la dosificación de fundentes con respecto a la cantidad de concentrado, el combustible utilizado, el estado del horno de fusión, y la geometría de este último.

La dosificación óptima de los fundentes depende fuertemente de la mineralogía que presente el concentrado, por lo que se plantean rangos operacionales, dependiendo de los minerales que se encuentren asociados al Oro.

Se investigan diferentes tipos de combustible, encontrando que el gas licuado de petróleo (GLP) posee un gran poder calorífico; es decir, genera gran cantidad de energía, y cuenta con la ventaja de estar entre los gases que provoca la menor cantidad de emisiones de NO_x y CO, por lo que se considera la mejor opción de combustible para la fusión.

Se propone la implementación de un nuevo horno de fusión, con una geometría cilíndrica, que permita disminuir las pérdidas de calor y con ello el consumo de combustible, lo cual disminuye el OPEX. El nuevo diseño permite una disminución del 27.6% en las pérdidas de calor, y con ello, se necesita 30% menos de combustible.

La implementación de los cambios en el proceso de fusión permitiría disminuir el OPEX, principalmente al usar menor cantidad de combustible, y agregar la cantidad adecuada de fundente. Además, se reducirían al mínimo las emisiones de contaminantes.

Se identifica como oportunidad de mejora la opción de realizar estudios futuros, que permitan conocer la mineralogía del concentrado, permitiendo definir con mayor precisión la cantidad de fundentes óptima para la fusión, mediante pruebas de laboratorio en hornos.

AGRADECIMIENTOS

Quisiera agradecer a mis papás, Andrea y Pablo, que estuvieron a mi lado todos estos años, y jamás se rindieron conmigo, ni en los peores momentos. Gracias a mis abuelas, Egidia y Ernestina, y mi tío Christian, por consentirme, regalarme y apoyarme cuando lo más lo necesitaba. Gracias a mis primas, Jocelin y Maite, por hacerme reír y cuidarme desde acá y desde más allá. Y gracias al tío Pedro, por el chocolate cada vez que lo necesitaba.

Gracias a mis amigas javierinas, Vale, Dani 1, Dani 2 y Ana, que desde el primer momento me dijeron tú puedes, eres la más seca; también a Vale Fuentes, por esas tardes escribiendo y hablando de libros.

A mis amigos y amigas de plan común; César y Javiera, por apoyarme al inicio, y a Rodrigo, Varguitas y Cote, por quedarse hasta el final; sin ustedes no habría sobrevivido. A mis panas mineros, Joaquín y Felipe, por esas horas de trabajo y risas en pandemia, no hay mejor team minero; gracias a Cristian, Diego y Samur, por las horas de pool y estudio; gracias a Tania, por darse el tiempo para escucharme, resolver dudas y compartir experiencias, y a Nico, por los momentos de risas y chisme. Gracias también a Karen, que, a pesar de todo, sigue aquí (aguante Taylor).

Gracias a los mejores empíricos, Cata, Esteban y Max, por acompañarme en todos los momentos de nervios y estrés máximo (y por el etabaks); gracias a Pablo, Ilse, Mauricio y Gabriel, por ayudarme en las últimas ocasiones, y a Francisco, por darme una oportunidad sin conocerme.

Gracias también al profesor Leandro Voisin, por darme la oportunidad de completar este largo proceso, y por tenerme paciencia durante todo este tiempo.

Y finalmente, pero no menos importante, gracias a mi Harry hermoso, que me acompaña siempre.

Sin ustedes, no lo habría logrado. Gracias por tanto (y por la paciencia).

Tabla de Contenido

UNIVERSIDAD DE CHILE.....	I
1. Introducción.....	1
1.1. Motivación.....	1
1.2. Objetivo general	1
1.3. Objetivos específicos.....	1
1.4. Alcances.....	2
1.5. Estructura del trabajo de memoria.....	2
2. Antecedentes.....	4
2.1. Faena Minera El Bronce	4
2.2. Geología	5
2.3. Procesamiento del mineral.....	5
2.3.1. Chancado	7
2.3.1.1. Circuito SAG	8
2.3.1.2. Circuito Molienda Convencional.....	11
2.3.2. OPEX de Fusión	14
3. Estado del Arte	16
3.1. Oro	17
3.2. Concentración gravitacional Equipos.....	18
3.3. Amalgamación.....	21
3.4. Captación de gases emitidos.....	21
3.5. Fusión de concentrados gravimétricos de Oro	22
3.5.1. Hornos de fusión.....	22
3.5.2. Fundentes (Flux).....	32
3.5.3. Combustión y quemadores	33
4. Metodología.....	43

4.1.	Levantamiento de datos	44
4.2.	Revisión Bibliográfica.....	44
4.3.	Identificación de parámetros claves para el OPEX	44
4.4.	Diseño del horno.....	44
5.	Propuesta de trabajo.....	45
6.	Análisis de los resultados	54
7.	Conclusiones.....	57
8.	Bibliografía.....	58
	ANEXOS	62
	ANEXO A	62
	ANEXO B	62
	ANEXO C	63

Índice de Figuras

Figura 1. Ubicación Mina El Bronce.....	4
Figura 2. Procesamiento del mineral	6
Figura 3. Flowsheet chancado primario	7
Figura 4. Flowsheet chancado.	8
Figura 5. Molienda SAG	9
Figura 6. Flowsheet Flotación	10
Figura 7. Proceso Concentración-Fundición en circuito convencional.....	11
Figura 8. Molienda circuito convencional.....	11
Figura 9. Horno de Fusión Minera El Bronce	13
Figura 10. Crisol.....	13
Figura 11. Amalgamación y fundición circuito convencional	14
Figura 12. Prototipo horno de crisol (GARCÍA, 2014).....	23
Figura 13. Formas de ladrillos refractarios prefabricados (GARCÍA, 2014).....	25
Figura 14. Sistemas de carga para fusiones por lote (Jara, 2020)	26
Figura 15. Pérdidas de calor en un horno de fusión (Jara, 2020)	28
Figura 16. Distribución de calor en un sistema rectangular con tres paredes (Hernández, 2018) ..	29
Figura 17. Distribución de calor en un sistema cilíndrico con tres paredes (Hernández, 2018) ...	29
Figura 18. Pérdidas de calor en un sistema	30
Figura 19. Esquema de corte transversal de quemador de horno	36
Figura 20. Quemador tipo premezcla (Jara, 2020)	38
Figura 21. Quemadores con mezcla en la boquilla (Jara, 2020).....	39
Figura 22. Quemador con mezcla en la boquilla y restricción de salida (Jara, 2020).....	39
Figura 23. Quemadores con y sin superposición de llamas (Jara, 2020)	40
Figura 24. Tipos de quemadores radiantes con y sin recirculación de productos (Jara, 2020)	41
Figura 25. Diseño horno	48
Figura 26. Diseño quemador	49
Figura 27. Diagrama del proceso del oro	62
Figura 28. Chancado de mineral.....	63
Figura 29. Esquema de vista en planta del horno	63

Índice de Tablas

Tabla 1. HH y personal necesario para el tratamiento del concentrado gravimétrico de Oro	14
Tabla 2. Insumos utilizados en cada proceso del tratamiento de concentrados gravimétricos de Oro	15
Tabla 3. Definiciones de Pequeña Minería según institución	16
Tabla 4. Principales depósitos de oro en Chile (Cabello, 2021).....	17
Tabla 5. Principales depósitos de Cobre, Oro, Plata y Hierro (IOCG) en Chile	18
Tabla 6. Rango de efectividad del concentrador K-Nelson (Pareja, 2019)	19
Tabla 7. Modelos de equipos K-Nelson con su capacidad (Pareja, 2019)	20
Tabla 8. Tamaño aproximado del producto de cada proceso	20
Tabla 9. Especificaciones de concentrador Falcon (Sepro Systems, 2023)	21
Tabla 10. Hornos de fusión para diferentes aplicaciones (Calvo, 2015).....	22
Tabla 11. Tipos de hornos (Jara, 2020)	23
Tabla 12. Composición de ladrillos refractarios prefabricados	25
Tabla 13. Dosificación de fundentes (Barrios, 2018).....	33
Tabla 14. Poder calorífico de combustibles (MINISTERIO PARA LA TRANSICIÓN ECOLÓGICA Y EL RETO DEMOGRÁFICO, s.f.)	34
Tabla 15. Requerimiento de oxígeno o aire para la combustión estequiométrica de algunos combustibles	35
Tabla 16. Límites de inflamabilidad para gases	37
Tabla 17. Parámetros del combustible.....	49
Tabla 18. Gases de combustión	49
Tabla 19. Cantidad de fundentes	50
Tabla 20. Poder calorífico de combustibles.....	53

Índice de Ecuaciones

Ecuación 1. Pérdidas de calor por conducción en coordenadas cartesianas.....	29
Ecuación 2. Tasa de pérdidas de calor por conducción en coordenadas cilíndricas	29
Ecuación 3. Ley de Newton de enfriamiento	30
Ecuación 4. Emisión de radiación de un cuerpo real.....	31
Ecuación 5. Combustión completa	35
Ecuación 6. Reacción química de combustión completa	35
Ecuación 7. Exceso de aire	37

Ecuación 8. Temperatura de fusión	46
Ecuación 9. Volumen de un cilindro	47
Ecuación 10. Volumen real del horno	48
Ecuación 11. Área de un rectángulo	64

1. Introducción

1.1. Motivación

Chile es reconocido a nivel mundial por ser un país minero, debido a la gran cantidad de cobre que se extrae y comercializa en sus minas, situándolo como el principal productor del elemento. A nivel nacional, aportó en un 13.6% al PIB nacional (Winkle, 2023) con una producción de 5,623.8 miles de toneladas métricas de cobre contenido, representando el 26.3% respecto al global, mientras que en fundición se produjo un total de 1,206.6 miles de toneladas de cobre, con un 6.4% de participación (COCHILCO, 2021). En segundo orden, otros metales relevantes que se extraen en Chile son; Molibdeno, Oro y Plata, con producciones en el 2021 de 45.6 toneladas métricas [tm] de concentrado, 34.25 [t] (11,352 [kg] primario) y 1,383 [t], respectivamente, representando participaciones globales de 17%, 0.9% y 5.4% cada uno (COCHILCO, 2022).

En particular para el oro, la distribución de la producción desde la gran, mediana y pequeña minería resulta ser de 72.4, 19.3 y 8.3%, respectivamente. Para el valioso, los productos que se exportan son concentrados y Metal Doré (SERNAGEOMIN, 2022).

La mina El Bronce de Petorca, ubicada en la provincia de Petorca, Región de Valparaíso en Chile, fue adquirida el 29 de diciembre de 2021 por CIA Minera Can Can S.A. Actualmente posee 5 minas, de las cuales 2 están asociadas a yacimientos hidrotermales de baja sulfuración, con presencia de Oro, Plata, Cobre y otros metales; están siendo explotadas con los métodos Cut and Fill (C&F) y Shrinkage. Producen por flotación concentrados de cobre con presencia de oro, y metal Doré a partir de la fusión de concentrados gravimétricos de oro, siendo este último proceso el concerniente al presente trabajo.

Si bien la calidad de los lingotes de Doré generados en El Bronce es aceptable (72 a 75% en peso de Oro), el procedimiento y los equipos que se utilizan para su obtención datan de la década de 1970, dejando de manifiesto brechas de mejoras asociadas a innovación tecnológica y prácticas operacionales recientes, que permitirían aumentar la producción, reducir los costos operacionales, reducir el agravio ambiental, y resguardar la salud y la seguridad operacional (SSO).

Dado lo anterior y posterior al levantamiento de la información en mina El Bronce, se propone diseñar un nuevo horno de fusión con quemadores de gas enriquecido con oxígeno, que permita atender los beneficios antes señalados. Como línea base, se consideraron el horno y la operación actual y se identificaron los principales parámetros operacionales y ambientales que influyen en el proceso.

1.2. Objetivo general

Optimizar el proceso de fusión de concentrados gravimétricos de Oro en la mina El Bronce de Petorca.

1.3. Objetivos específicos

- Identificar los principales parámetros operacionales que afectan el OPEX y el medio ambiente considerando la operación unitaria de fusión de concentrados gravimétricos de oro.
- Identificar las pérdidas de calor del horno de fusión y los riesgos de salud y seguridad operacional (SSO) actuales.
- Diseñar un horno alternativo que optimice la producción y minimice el OPEX.
- Evaluar la posibilidad de usar quemadores a gas enriquecidos con oxígeno en la operación de fusión de concentrados gravimétricos de oro.
- Proponer una nueva práctica operacional afín con el nuevo horno que mejore la SSO.

1.4. Alcances

El presente trabajo busca definir y proponer un diseño de horno para la fusión de concentrados gravimétricos de Oro que permita, acorde a lo requerido por la empresa, maximizar la capacidad de tratamiento y la continuidad operacional, minimizar los costos operacionales, resguardar la SSO, y reducir la emisión de contaminantes. Para ello, se desarrolló un trabajo de rediseño del horno de fusión actual, cambiando la geometría y la mampostería refractaria, prospectando además la incorporación de quemadores nuevos y la alternativa de enriquecer con oxígeno el gas de reacción.

Cabe destacar que el entregable final asociado a la presente memoria de título resulta en una propuesta, ya que no es parte del alcance la construcción del horno, ni la aplicación de la práctica operacional correspondiente.

1.5. Estructura del trabajo de memoria

Se inicia el trabajo con el levantamiento de la información, el cual permite conocer a fondo el proceso de fusión de concentrados gravimétricos de oro utilizado por la mina El Bronce. Durante los terrenos se identificaron y clarificaron todos los procesos a los que se somete el mineral, y con mayor detalle, aquel empleado para la fusión.

Una vez se conoce el caso base, es necesario reconocer los parámetros operacionales que están afectando en mayor medida al OPEX de la mina, para lo que se necesitan datos del proceso; parte del trabajo consiste en realizar una investigación bibliográfica detallada del proceso de fusión, los equipos que se utilizan, y los resultados esperados, para poder plantear los cambios de parámetros y diseño del horno con fundamentos. De la misma forma, se plantearán los parámetros que están perjudicando al medio ambiente, ya sea por emisiones de contaminantes o exposición de los trabajadores.

Una vez reconocidos los parámetros operacionales críticos, se estudia el horno en que se realiza la fusión, con el fin de encontrar cuáles son las mayores pérdidas de calor que ocurren durante la fusión y los riesgos de salud y seguridad operacional (SSO) que existen al fundir el concentrado gravimétrico. Esta parte del proyecto también debe ser respaldada por fuentes bibliográficas.

Luego, se propone un nuevo diseño de horno, que permita corregir todos los problemas identificados anteriormente.

Una vez listo el diseño, se evalúa el efecto de utilizar aire enriquecido con oxígeno y los cambios que provocaría en la eficiencia y OPEX.

Se propone una nueva práctica operacional a partir de todos los cambios propuestos, la cual apunta a tener una operación más eficiente, con menor OPEX, mayor SSO, y menos emisiones y contaminación en el proceso de fusión.

Se realiza un análisis del trabajo realizado y las nuevas propuestas para el procedimiento de fusión de concentrados gravimétricos, para finalmente llegar a una conclusión sobre el resultado que supondría implementar todos estos cambios.

2. Antecedentes

2.1. Faena Minera El Bronce

La faena minera y las instalaciones se encuentran ubicadas en la Región de Valparaíso, provincia de Petorca, a 12 [km] de la comuna de Petorca (Figura 1), coordenadas $32^{\circ}11'33.71''\text{S}$ - $70^{\circ}56'27.64''\text{W}$, entre los 1,000 y 1,660 [m.s.n.m.]. El sector no presenta dificultades climáticas, como lluvias torrenciales o nieve, lo que permite operar durante todo el año.

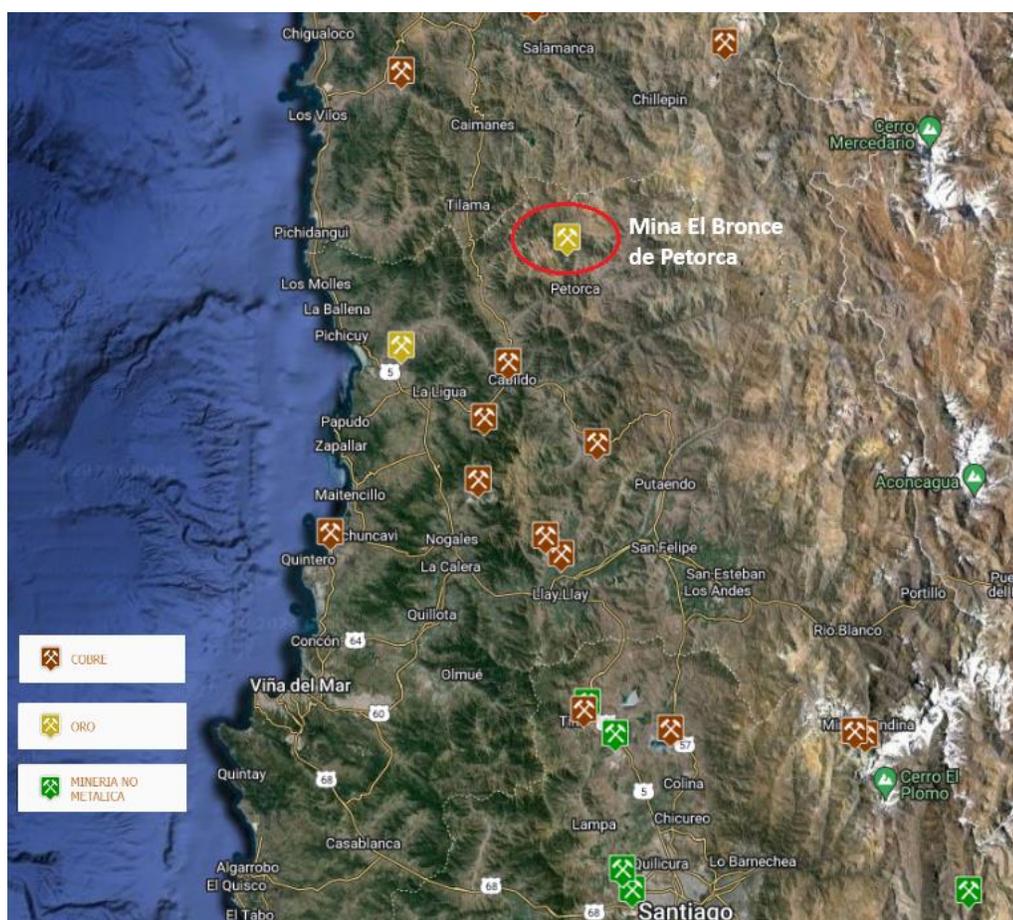


Figura 1. Ubicación Mina El Bronce

El yacimiento de El Bronce de Petorca ha sido explotado desde el año 1943, cuando fue adquirido por la familia Callejas, quienes estuvieron a cargo hasta el año 2010, cuando Alxar compra la propiedad; la extracción de mineral se mantiene hasta mayo de 2015, momento en el que se paraliza. En 2022 la Sociedad de Inversiones El Domo SpA compra la mina y reanuda la producción de Cobre y Oro.

Actualmente, se extraen minerales de Oro desde dos minas del yacimiento, en ocasiones con presencia de Cobre y Plata; el presente trabajo se centra en el tratamiento de los metales preciosos, con los cuales se producen concentrados de los elementos mencionados o barras de Metal Doré; en la sección 2.3 se abarca el proceso mediante el cual se obtienen estos productos.

2.2. Geología

El depósito mineral de la faena El Bronce de Petorca ha sido explotado desde el año 1943, pasando por tres diferentes dueños; la familia Callejas, compañía Alxar y Sociedad de Inversiones El Domo SpA.

Se estima que el yacimiento posee cerca de 380 [kOz] de Oro equivalente, incluyendo recursos medidos, indicados e inferidos (Flores K. , 2023), distribuidos a lo largo de seis minas, cinco subterráneas y un rajo abierto, llamadas Bronce Norte, Bronce Central, Bronce Sur, Pedro de Valdivia, Botón de Oro y San Lorenzo, respectivamente. El territorio en que se concentran los recursos abarca 20,000 [ha], con 660 [m] de profundidad; cabe destacar que, para acceder al mineral, se debe llegar a menos de 1.5 [km] bajo el suelo.

El tipo de yacimiento que se observa corresponde a un depósito hidrotermal de baja sulfuración con presencia de vetas de Cobre y Oro, relacionadas a rocas ígneas del cretácico tardío (COCHILCO, 2022), cuyos minerales se formaron asociados a cuerpos intrusivos pequeños, tales como diques, entre 200 y 300°C. Los principales elementos presentes de interés económico corresponden a Oro, Plata, y metales base como Cobre, Zinc y Plomo, presentes en vetas, vetillas y brechas hidrotermales (Cabello, 2021).

Otros minerales que se han observado en el yacimiento corresponden a Pirita, Esfalerita, Calcopirita, Galena, Tennantita, Hematita y Bornita, asociadas a brechas hidrotermales, zonas masivas, stockwork y zonas determinadas.

2.3. Procesamiento del mineral

Una vez se extraen los minerales de las minas subterráneas, son transportados mediante camiones a la planta concentradora, en la cual se inicia su procesamiento; se tiene una capacidad de tratamiento máxima de 30,000 [t/mes], de las cuales 14,000 corresponden a la línea SAG, y 16,000 a la molienda convencional; sin embargo, actualmente solo se utiliza un tercio de esta capacidad. Las dimensiones del sector corresponden a un área superficial de 330 [m]*110 [m] (3.5 [ha]).

El procesamiento del mineral sigue un esquema general, observable en la Figura 2, pasando por los procesos de chancado, molienda, flotación, concentración gravitacional y fusión.

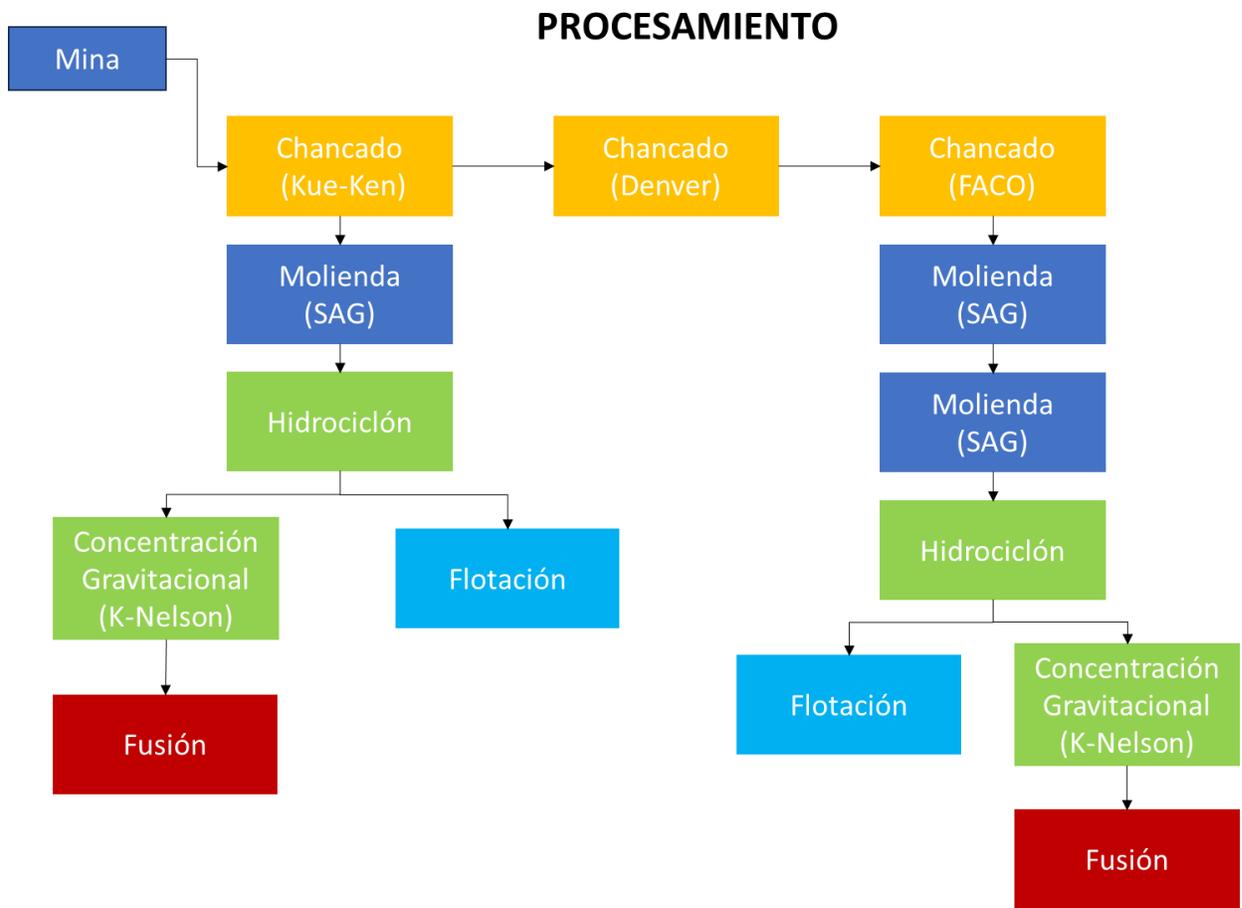


Figura 2. Procesamiento del mineral

2.3.1. Chancado

El procesamiento de minerales comienza con el chancado, como se observa en la Figura 3. La roca proveniente de la mina es llevada a un stock pile por camiones, para luego ser almacenada en la tolva 1; este mineral pasa por un alimentador vibratorio, que selecciona las partículas según tamaño; los finos son enviados al stock pile de molienda, mientras que los gruesos se procesan en el chancador de mandíbulas Kue-Ken, el cual trabaja de forma continua por 12 [h]. El producto chancado tiene dos posibles líneas para continuar con el proceso, dependiendo del espacio de almacenamiento disponible de los equipos y su estado.

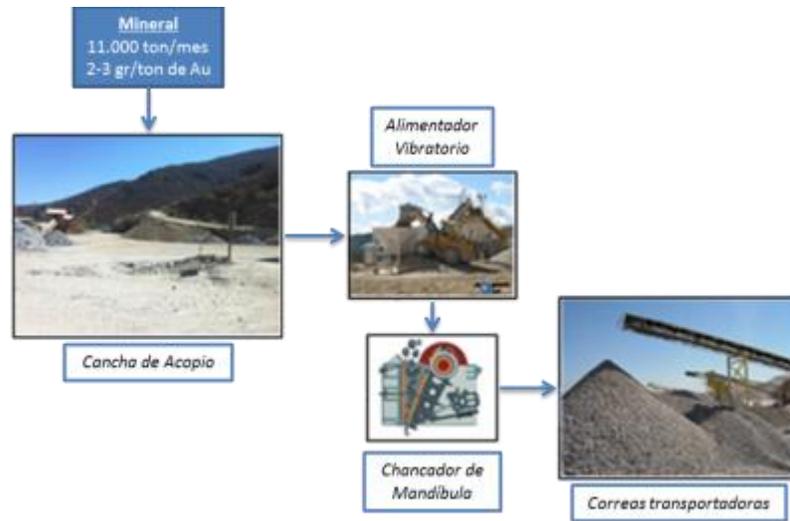


Figura 3. Flowsheet chancado primario

La Figura 4 muestra el Flowsheet completo del chancado. Se observan las dos líneas de tratamiento que puede tomar el mineral, pasando directamente del chancado primario a la molienda SAG, o siendo procesado en dos chancadores más antes de ser molido.

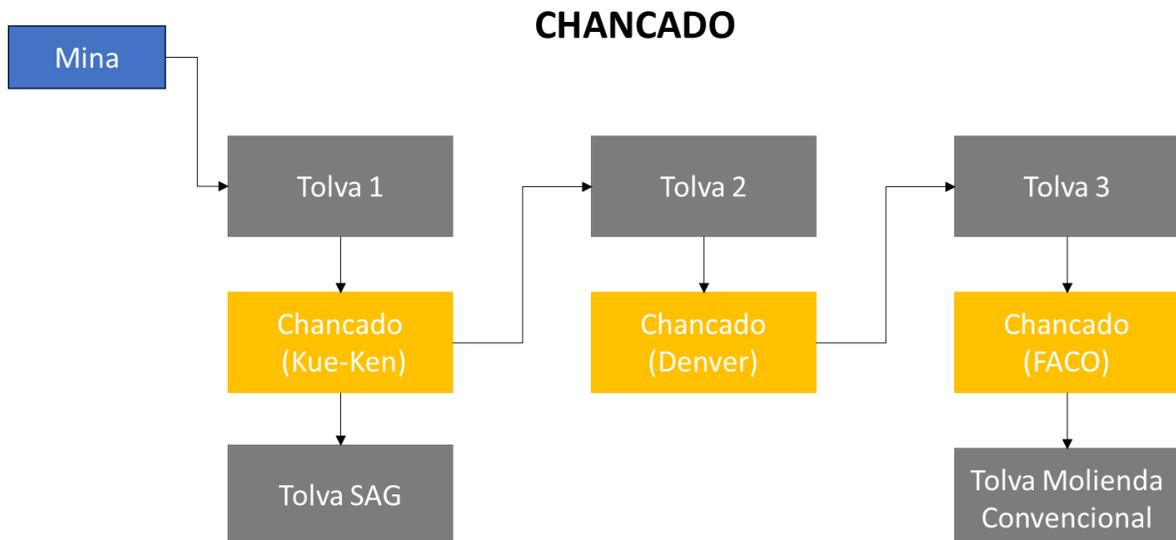


Figura 4. Flowsheet chancado.

El chancador de mandíbulas Kue-Ken posee una tolva de almacenamiento, la cual pasa el mineral a un grizzly vibratorio, que clasifica el tamaño de mineral y alimenta el chancador. Su estructura se compone de losas de hormigón armado, recubierto por zinc acanalado. El P80 del producto está en el rango de 8” a 4”, y su capacidad máxima es de 201.6 [t/h].

El chancador Denver, al igual que el Kue-Ken, es de mandíbulas. Posee base y cubierta de acero. Por otro lado, el chancador FACO es de cono.

2.3.1.1. Circuito SAG

- **MOLIENDA**

Una vez finalizado el chancado primario, el mineral se envía a molienda SAG mediante una correa transportadora de 58.2 [m] de largo y 30” de ancho. La roca se almacena en un silo de 10 [m]×7.5 [m] de superficie, y 7 [m] de alto.

El molino SAG posee una capacidad máxima de 20 [t/h] en condiciones ideales de operación. Reduce el tamaño de la partícula bajo malla 100. Corresponde al molino de mayor capacidad de la planta. Para el funcionamiento óptimo, se llena el molino con un 12% de bolas. Por otro lado, el molino vertical se encarga de disminuir el mineral que no pudo moler el SAG. Tiene una capacidad máxima de 10 [t/h] en condiciones operacionales ideales.

En la Figura 5 se observa el procedimiento general de la molienda, donde el producto de chancado primario pasa por molienda semi-autógena, y descarga todo el mineral en un harnero, el cual clasifica las partículas según su tamaño; en el caso de sobrepasar el tamaño máximo, las recircula al molino SAG, mientras que, en el caso de opuesto, se envían a la batería de cuatro hidrociclones; el underflow producido por estos equipos se concentra gravitacionalmente en los equipos K-Nelson, con el fin de aumentar la recuperación, mientras que el overflow es enviado a flotación. En cuanto a los productos de los concentradores gravitacionales, el concentrado con mayor granulometría se procesa en el molino vertical, y luego vuelve a comenzar el proceso de molienda; por otro lado, el de menor tamaño se envía a fundición.

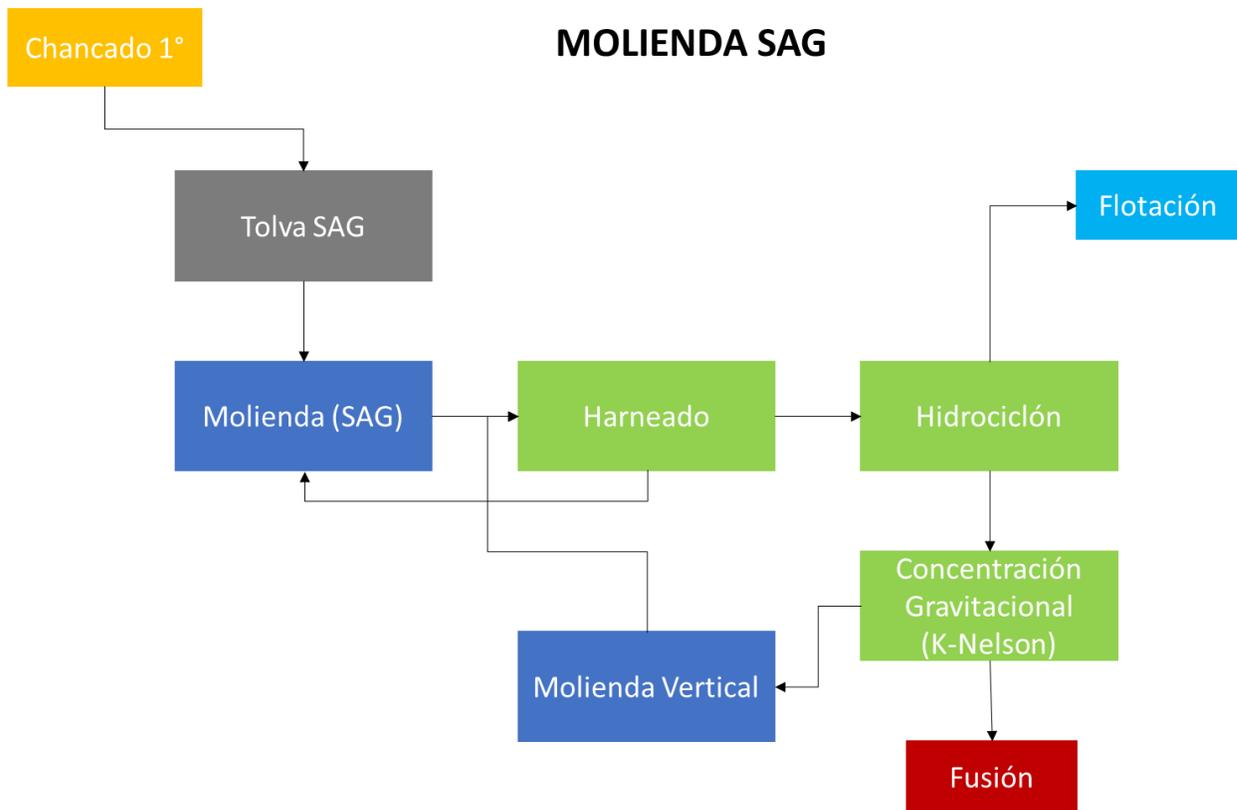


Figura 5. Molienda SAG

Los concentradores K-Nelson 12 y K-Nelson 20 entregan concentrados con leyes entre 4000 y 6000 [g/t]. La velocidad de rotación del equipo debe ser cercana a las 680 [rpm].

El tamaño máximo de partícula que aceptan los equipos es de 6 [mm], pero se recomienda que sea menor a 1.7 [mm]. La alimentación para el equipo K-Nelson 12 puede variar de 1 a 4 [t/h], mientras que para el K-Nelson 20 puede llegar hasta 11 [t/h].

- **FLOTACIÓN**

En la etapa de flotación se obtiene como producto comercializable el concentrado de Oro. En condiciones ideales de operación, se pueden obtener hasta 0.37 [t/mes] de concentrado de Oro, con un contenido de Oro de 40 a 50 [g/t].

Se utilizan como colectores el reactivo 238, Xantato y colector 3477, mientras que el espumante es Downfroth 250; se mezclan con el overflow del hidrociclón en un tambor, y luego se flotan en dos equipos Rougher, con 16 celdas cada uno. El descarte es enviado a Relave, mientras que la espuma se envía a un Cleaner de 14 celdas, del cual sale un flujo bajo en mineral, que se recircula a los equipos Rougher, y la espuma alta en Oro, que se envía a filtrado de discos, donde se obtiene el concentrado final. El proceso completo se observa en la Figura 6.

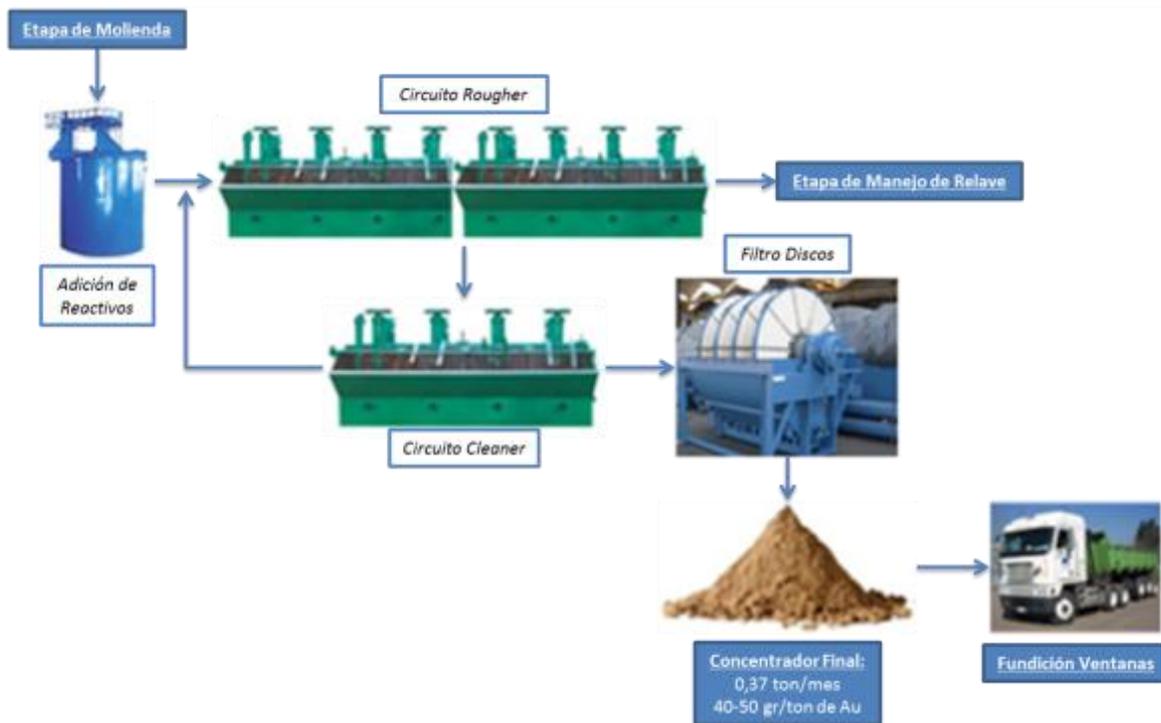


Figura 6. Flowsheet Flotación

- **FUNDICIÓN**

El fino separado por los concentradores gravitacionales K-Nelson se envía a la mesa vibratoria Gemini, la cual, mediante agitación, separa las partículas según su tamaño; se tratan aproximadamente 400 [kg] de arena por sesión, de las cuales 10 [kg] se recuperan en forma de arena fina, y se vuelven a cargar en la mesa.

Los finos obtenidos se atacan con ácido nítrico; para esto, se colocan junto con el ácido en una olla, la cual se caracteriza por tener una tapa con un agujero que se conecta a una cañería, por lo que se inyecta agua al inicio del proceso, y se retira la mezcla con mercurio al final. El recipiente con concentrado se coloca sobre el horno, que se encuentra destapado y encendido.

Finalmente, el concentrado gravimétrico se funde en el horno; durante este proceso se forman dos fases, una metálica, con alta concentración de Oro, y la escoria; cuando se termina la fusión, ambas fases se vierten en lingoteras, se espera a que se enfríen los productos, se sacan del recipiente y se separa el metal de la escoria, obteniendo el Metal Doré.

Todo el proceso se observa en la Figura 7.

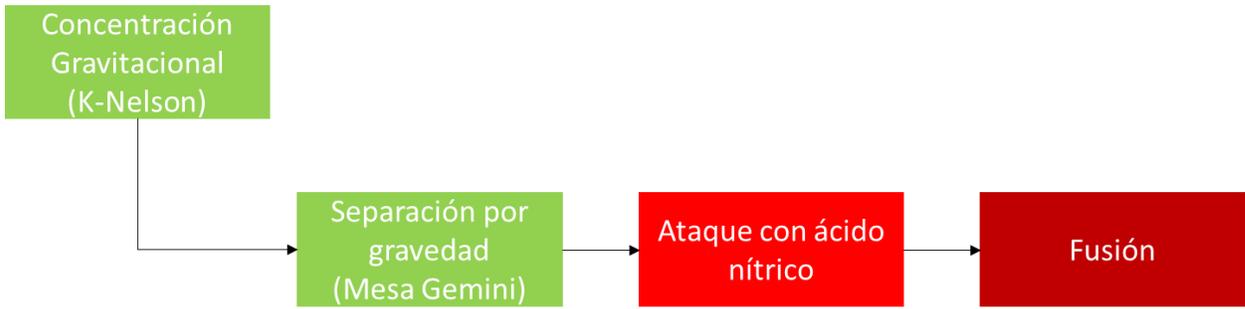


Figura 7. Proceso Concentración-Fundición en circuito convencional

2.3.1.2. Circuito Molienda Convencional

En caso de continuar con el proceso de chancado, el mineral se transporta desde el Kue-Ken en una correa de 26.3 [m] de largo, y 30” de ancho a la tolva del chancador secundario Denver; todo el producto se envía directamente al chancador terciario FACO.

- **MOLIENDA CONVENCIONAL**

Se tienen cuatro molinos convencionales en total, dos para realizar la molienda del mineral proveniente del chancado terciario, y dos encargados de la remolienda. La capacidad máxima de los cuatro es de 10 [t/h]. El producto de estos equipos se clasifica en el hidrociclón; al igual que en el circuito anterior, el overflow es enviado a flotación, y el underflow a concentración gravitacional, esta vez en un equipo Falcon. Se observa un esquema del proceso en la Figura 8.

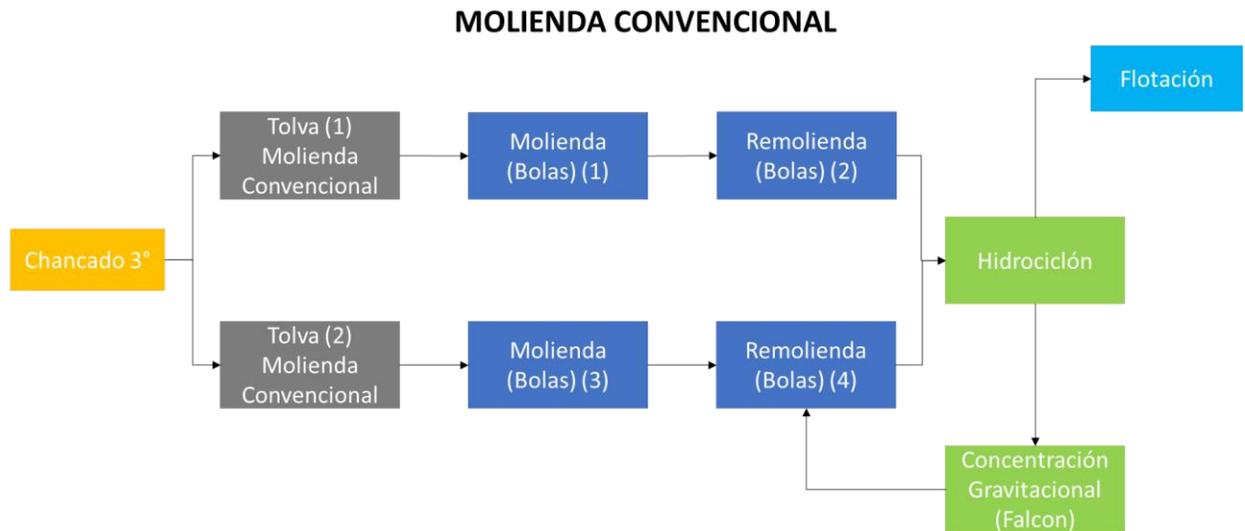


Figura 8. Molienda circuito convencional

- **FUNDICIÓN**

Una vez en fundición, el concentrado pasa por la amalgamación con mercurio en un pequeño molino, en el cual se cargan 400 [kg] de mezcla de arenas ricas en Oro y Plata (300 [kg/ciclo]), 3 [kg] de soda cáustica, 1.5 a 2 [L] de mercurio, 26 [kg] de bolas, y agua. El objetivo de la amalgamación es que el Oro se adhiera al Mercurio y formen un compuesto, recuperando así el metal presente en la arena; no existe una disminución de tamaño en esta parte del proceso, solo mezcla de los compuestos, y dura entre 4.5 a 6 [h].

Una vez terminado el proceso en el molino, se retira la amalgama formada, y se deposita en una plancha amalgamadora. En esta, la mezcla se lava con agua, ya que esta arrastra el Mercurio líquido, y así se puede recuperar y reutilizar en otro proceso. Por otro lado, producto se lleva a destilación.

A continuación, se realiza la destilación del producto del lavado en un recipiente sellado dentro del horno. Para esto, se coloca la amalgama en una olla con cal, la cual se cierra herméticamente con la tapa; sin embargo, tiene cañerías por las cuales se introduce agua, y se evacúa el Mercurio gaseoso. El sólido que queda dentro de la olla, y se seca por 20 minutos. El proceso en total dura aproximadamente una hora.

Una vez secado el metal, se coloca en el crisol junto a los fundentes, que, para esta línea de tratamiento, corresponden a un 17.5% en peso de Bórax con respecto a la masa de metal, 12.5% de Carbonato de Sodio, y 5% de Nitrato de Potasio. Se ingresa el crisol al horno y se realiza la primera fusión, que dura 1 [h]. La mata y escoria fundidas se vacían en una lingotera, donde, debido a la diferencia de densidad, se separan las diferentes fases y luego se solidifican. Esto permite sacar el producto y separar ambos productos.

Para la fusión final solo se utiliza bórax; una vez colocado el concentrado en el crisol, se rellena con el fundente. Una vez finalizada esta parte, nuevamente se vacía escoria y mata en la lingotera, y se obtiene el metal doré.

El horno es de calentamiento directo de alta exposición con geometría rectangular, como se observa en la foto izquierda de la Figura 9; sus medidas internas de 37 [cm] de altura, 41 [cm] de ancho, y 53 [cm] de largo. En la imagen de la derecha, se observan en círculos rojos los 2 quemadores que posee el horno.



Vista perfil



Vista en planta

Figura 9. Horno de Fusión Minera El Bronce

El horno se encuentra cubierto por dentro de ladrillos refractarios de $9 \times 4.5 \times 2.5$ [in³]. Además, se tiene una capa aislante con ladrillos tipo k23 y k26, con las mismas medidas que los refractarios, y tabillas refractarias en el piso del horno, de 9×4.5 [in²]. Para reforzar la estructura hay perfiles en las esquinas y un forrado de latas por todos lados excepto en la parte donde se ubican las tapas del horno; este sector posee la mayor fuga de calor, puesto que antes existían ladrillos aislantes para afirmar y proteger, pero el hierro de las esquinas se fundió, por lo que solo quedan las tapas, que no cierran adecuadamente.

Se puede fundir máximo con cuatro crisoles, como los que se observan en la Figura 10, conformados por grafito (32%) y carburo de silicio (69%). Cada uno tiene una capacidad aproximada de 3 [kg] de mezcla de fundentes y concentrado.



Figura 10. Crisol

En la configuración actual del proceso, el ciclo completo, observado en la Figura 11, se prolonga por 3 días, desde la carga al molino hasta la obtención del Metal Doré; existe una alta manipulación del operador en el proceso.



Figura 11. Amalgamación y fundición circuito convencional

2.3.2. OPEX de Fusión

En la Tabla 1 se observa la cantidad de personas necesarias para realizar cada proceso del tratamiento del concentrado gravimétrico, y las horas que demoran. Además, se añade el tiempo total del procesamiento, lo que incluye descansos y cambios de turno o día.

Tabla 1. HH y personal necesario para el tratamiento del concentrado gravimétrico de Oro

	PROCESO	TIEMPO [hr]	PERSONAL
Línea de tratamiento 1	Concentración Gravitacional en K-Mesa Gemini	2	2
	Ataque con Ácido Nítrico	1	4
	Fusión	4.5	4
	Total	72	-
Línea de tratamiento 2	Concentración Gravitacional en Falcon	2	2
	Amalgamación	6	2
	Lavado	1	4
	Destilado	1.00	4
	Ataque con Ácido Nítrico	1.00	2
	Secado	0.50	2
	Fusión	4	4
	Total	72	-

Se presentan, además, los insumos utilizados durante el tratamiento del concentrado. Estos se observan en la Tabla 2.

Tabla 2. Insumos utilizados en cada proceso del tratamiento de concentrados gravimétricos de Oro

	Proceso	Insumos
Línea de tratamiento 1	Concentración Gravitacional en K-Nelson	Agua, electricidad.
	Mesa Gemini	Electricidad.
	Ataque con Ácido Nítrico	Ácido nítrico.
	Fusión	Fundentes, combustible, crisoles.
Línea de tratamiento 2	Concentración Gravitacional en Falcon	Electricidad.
	Amalgamación	Agua, Mercurio , electricidad, soda caústica, bolas.
	Lavado	Agua.
	Destilado	Agua, cal, combustible.
	Secado	Combustible.
	Fusión	Fundentes, combustible, crisoles.

Cabe destacar que cada crisol pasa por 6 fusiones antes de ser descartados.

3. Estado del Arte

La fundición de concentrados gravimétricos implica el cambio de estado de un sólido a líquido, mediante el aumento de temperatura de este, lo cual permite separar en fases inmiscibles los elementos que componen el concentrado, y de esta forma poder recuperar el metal de interés, ya sea sangrando por separado las fases, o dejando que se solidifiquen y luego separarlas. Es común utilizar fundentes que disminuyan el punto de fusión, tales como bórax, sílice, u otros, y se coloca en un horno, en temperaturas cercanas a los 1,200°C.

Existen distintos tipos de hornos que se pueden utilizar para la fusión de concentrados, tanto metálicos como no metálicos. Según el mineral que se busque tratar, la cantidad (toneladas), temperatura, entre otros parámetros operacionales, es el tipo de tecnología que se debe escoger. También es importante considerar los costos operacionales y de inversión que implica cada horno.

El procesamiento de los minerales de Oro en la minería puede variar según la escala en la que se esté trabajando. La pequeña minería, o minería artesanal, se caracteriza por tener menos de 200,000 horas de trabajo por persona [h/persona], y más de 27,000, con un mínimo de 12 trabajadores y un máximo de 80, todo durante un año, o trabajar menos de 27,000 [h/persona/año] con menos de 12 trabajadores (COCHILCO, 2022). Existen, además, otras definiciones de acuerdo con la institución que lo define, como se observa en la Tabla 3.

Tabla 3. Definiciones de Pequeña Minería según institución

NORMATIVA	BASE	DEFINICIÓN
SERNAGEOMIN	Horas trabajadas	Entre 200,000 y 1,000,000 de horas trabajadas (80 a 400 trabajadores).
Instituto Ingenieros de Minas de Chile	Producción	Explotación entre 300 y 8,000 toneladas de mineral al día (menos de 50,000 toneladas de cobre fino por año).
ENAMI	Producción	Productores, actuales o potenciales, que en forma individual venden o benefician mensualmente más de 10,000 toneladas de minerales o su equivalente en productos mineros.
Ley de cierre de faenas (20,551)	Producción	Capacidad de extracción superior a 10,000 y menor a 500,000 toneladas al mes.
Ley Modificaciones a la tributación de la actividad minera (20,469)	Producción	Explotadores mineros con ventas anuales sobre 12,000 e inferiores a 50,000 toneladas métricas.

Es importante destacar que en pequeña minería existen menos recursos disponibles, por lo que no se puede acceder a tecnologías de alto costo. El procesamiento del Oro suele comenzar con la reducción de tamaño del mineral mediante chancado, para luego pasar a molienda. A partir de este punto, se puede flotar el mineral y luego comercializar el concentrado, realizar cianuración en pilas para recuperar el metal, concentrar gravitacionalmente o amalgamar con mercurio, para luego fundir el concentrado generado por la concentración o amalgamación (COCHILCO, 2021).

En empresas de mayor tamaño y cantidad de recursos, la cianuración en pilas es una práctica común; sin embargo, a pequeña escala o minería artesanal aún es bastante regular el uso de mercurio para realizar la amalgamación del Oro, y así beneficiar el mineral (COCHILCO, 2021). Esto consiste en uno de los principales problemas ambientales de este tipo de procesamiento, ya que se puede emitir una gran cantidad de contaminantes, especialmente Mercurio, al medioambiente, y además presenta un alto riesgo para la salud de los trabajadores y las personas que habitan en comunidades cercanas; más aún, con la entrada en vigor del convenio de Minamata, se debe reducir al mínimo el uso de Mercurio.

Una de las principales opciones para reemplazar la amalgamación es la concentración gravitacional. Sin embargo, sigue siendo un proceso con mayor costo, por lo que la pequeña minería no siempre opta por él.

3.1. Oro

El Oro se caracteriza por ser un metal precioso con un peso atómico de 196,967 y densidad de 19.42 [g/cc], ambos valores bastante elevados, lo que permite recuperar el elemento por métodos de concentración gravitacional. Su punto de fusión está a 1,064°C, no es soluble en ácido sulfúrico (H₂SO₄) ni en ácido clorhídrico (HCl), ni se oxida en condiciones normales de presión y temperatura. No forma aleaciones con el Azufre, pero sí con la mayoría de los metales, como la Plata y otros elementos del grupo platino.

Sus principales usos comprenden la fabricación de joyas, orfebrería, decoración, ciencia y tecnología y medicina.

En Chile se encuentra principalmente en las regiones de Antofagasta, Atacama, Coquimbo, Metropolitana de Santiago, Libertador General Bernardo O'Higgins y de Magallanes (Cabello, 2021). Las reservas más importantes se observan en las Tabla 4 y Tabla 5.

Tabla 4. Principales depósitos de oro en Chile (Cabello, 2021)

Name	Deposit Type	Ore M	Tons Au	gtAg	gt	T Au	M Oz Au	Age
Choquelimpie	EpithAu HS		11.00	2.23	60	24.53	0.79	Miocene
San Cristóbal	EpithAu LS		25.00	0.90	3	22.50	0.72	Paleocene-Eocene
El Peñón	EpithAu LS		32.40	8.20	249	265.68	8.54	Paleocene-Eocene
Guanaco	EpithAu HS		28.00	1.43	6	40.40	1.29	Paleocene-Eocene
Amancaya	EpithAu LS		1.40	7.90	73	11.06	0.36	Paleocene-Eocene
Salares Norte	EpithAu HS		26.80	3.90	48.9	104.52	3.36	Miocene
El Hueso	EpithAu HS		16.00	1.68	2	26.88	0.86	Eocene-Oligocene
Agua de la Falda Jerónimo	EpithAu HS		16.50	6.00	3	99.00	3.18	Eocene-Oligocene
N Esperanza	EpithAu HS		39.40	0.39	66	15.37	0.49	Miocene
Purén	EpithAu HS		17.00	0.90	278	15.30	0.49	Miocene
La Coipa	EpithAu HS		88.00	0.80	84	70.40	2.26	Miocene
Can Can	EpithAu HS		6.00	1.30	na	7.80	0.25	Miocene
Cerro Maricunga	PorphAu		474.00	0.39	na	184.86	5.94	Miocene
Lobo Marte	PorphAu		311.00	0.98	na	304.78	9.80	Miocene
La Pepa	Porph Au-Epith Au HS		187.00	0.56	na	104.72	3.37	Miocene
Volcán	EpithAu HS		431.00	0.69	na	297.39	9.56	Miocene
Ojo de Agua	EpithAu HS		18.60	0.85	na	15.81	0.51	Miocene
Pantaniillo	Porph Au-Epith Au HS		47.00	0.69	na	32.43	1.04	Miocene
Refugio-Maricunga	PorphAu		382.00	0.66	na	252.12	8.11	Miocene
Caspiche	PorphAu		1,602.00	0.48	1.14	768.96	24.72	Miocene
Cerro Casale	PorphAu		1,990.00	0.51	1.44	1,014.90	32.63	Miocene
Pascua	EpithAu HS		662.00	1.20	40	794.40	25.54	Miocene
El Indio	EpithAu HS		23.20	6.60	50	153.12	4.92	Miocene
Tambo	EpithAu HS		37.00	4.10	na	151.70	4.88	Miocene
Alturas	EpithAu HS		211.00	1.00	na	211.00	6.78	Miocene
Andacollo Au	MesoAu		253.00	0.39	-	91.00	2.93	Cretaceous
Bronce de Petorca	EpithAu LS		7.60	4.60	14	34.96	1.12	Cretaceous
Pullalli	Stratabound		9.00	1.60	na	14.30	0.46	Cretaceous
Alhué	EpithAu LS		17.00	3.60	na	61.20	1.97	Cretaceous
Las Palmas	EpithAu LS		2.00	4.50	na	9.00	0.29	Cretaceous
Cerro Bayo-Fachinal	EpithAu LS		5.90	3.30	170	19.47	0.63	Cretaceous
Subtotal						5,227.00	168.03	

Tabla 5. Principales depósitos de Cobre, Oro, Plata y Hierro (IOCG) en Chile

Name	Deposit Type	Model	Ore Tons	Cu %	Au gt	T Au	M Oz Au	Age my	Age
Montecristo	IOCG	FeOxCuAu	15	1.60	0.600	9.00	0.29	164	Cretaceous
Santo Domingo	IOCG	FeOxCuAu	485	0.32	0.043	20.86	0.67	-	Cretaceous
Cerro Negro	IOCG	FeOxCuAu	249	0.40	0.150	37.35	1.20	-	Cretaceous
Diego de Almagro	IOCG	FeOxCuAu	70	0.65	0.050	3.50	0.11	120-100?	Cretaceous
Manto Verde	IOCG	FeOxCuAu	440	0.56	0.120	52.80	1.70	128-117	Cretaceous
Ojos del Salado	IOCG	FeOxCuAu	17	1.32	0.270	4.59	0.15	-	Cretaceous
Punta del Cobre	IOCG	FeOxCuAu	120	1.50	0.200	24.00	0.77	-	Cretaceous
La Tigresa	IOCG	FeOxCuAu	8	0.56	0.270	2.16	0.07	-	Cretaceous
Carola	IOCG	FeOxCuAu	10	1.80	0.500	5.00	0.16	-	Cretaceous
Atacama Kozan	IOCG	FeOxCuAu	50	1.60	0.350	17.50	0.56	-	Cretaceous
Candelaria	IOCG	FeOxCuAu	501	0.54	0.130	65.13	2.09	116-110	Cretaceous
Productora	IOCG	FeOxCuAu	214	0.48	0.100	21.40	0.69	130-128	Cretaceous
Dominga	IOCG	FeOxCuAu	2	0.12	0.014	28.00	0.90	127	Cretaceous
Panulcillo	IOCG	FeOxCuAu	15	1.45	0.100	1.50	0.05	115	Cretaceous
Punitaqui	IOCG	FeOxCuAu	10	na	3.000	30.00	0.96	-	Cretaceous
El Espino	IOCG	FeOxCuAu	123	0.66	0.240	29.52	0.95	100-94	Cretaceous
Subtotal						352.31	11.32		

3.2. Concentración gravitacional Equipos

EQUIPOS K-NELSON

La concentración gravitacional es un método de separación de partículas que aprovecha la diferencia de densidad de los minerales, la fuerza de gravedad y, en tecnologías modernas, la fuerza centrífuga. Genera concentrado alto en el metal de interés como producto, y el descarte con aquellos sin interés económico, también conocido como cola. Es importante que, para el correcto funcionamiento del equipo, exista una marcada diferencia de densidad entre los componentes del mineral.

Si bien la separación por densidad es una técnica bastante antigua, actualmente se utiliza bastante en las plantas de Oro. Los principales factores que inciden en la separación corresponden a la liberación de las partículas, la densidad relativa, la forma y la granulometría, pues afectan la selectividad del equipo (Angove & Acar, 2016).

Existen 3 métodos de separación por gravedad:

- Separación por medios densos: se sumerge en un líquido de densidad intermedia el mineral, de forma que las partículas más densas se hunden, y las menos densas flotan.
- Separación por corrientes verticales: utiliza la diferencia en la velocidad de sedimentación entre las partículas con diferente densidad.
- Separación en corrientes superficiales de agua (clasificación en lámina delgada): caso de las mesas concentradoras.

Un factor importante en la separación de partículas, además de la densidad, es el tamaño de estas; más aún, a mayor diferencia de tamaño, mayor es la eficiencia del proceso (Pareja, 2019). Sin embargo, las nuevas tecnologías, como los concentradores K-Nelson, corrigen este detalle mediante el uso de la fuerza centrífuga, que aumenta el efecto gravitacional y la recuperación de finos.

Los concentradores K-Nelson son capaces de recuperar partículas entre 0.25” y 1 [µm], como se observa en la Tabla 6. Entre sus principales ventajas se encuentra que no se necesita añadir químicos de ningún tipo, puede tratar mezclas sin alto nivel de molienda, consumen poca energía y requieren poca mantención.

Tabla 6. Rango de efectividad del concentrador K-Nelson (Pareja, 2019)

Equipo	Tamaño de las partículas de Oro (micrones)																				
	23,000	12,000	3,000	1,700	840	600	415	250	175	150	125	105	75	65	50	30	15	7	2	1	
Mesas																					
Concentradores K-Nelson																					
Flotación y cianuración																					
Otros concentradores																					

En la Tabla 7 se observan equipos con distintas capacidades; esto corresponde al principal criterio para escoger un K-Nelson.

Tabla 7. Modelos de equipos K-Nelson con su capacidad (Pareja, 2019)

Modelo	Capacidad	Unidad
KC-MD3	45	Kg/Hr
KC-MD4.5	300	Kg/Hr
KC-MD7.5	1000	Kg/Hr
KC-CD10	2.8	Ton/Hr
KC-CD12	6.6	Ton/Hr
KC-CD20	28	Ton/Hr
KC-CD30	66	Ton/Hr
KC-CD48	165	Ton/Hr

El rango de tamaños de partícula que entrega el concentrador K-Nelson se encuentra entre aproximadamente entre los 90 y 1000 [μm], como se observa en la Tabla 8

Tabla 8. Tamaño aproximado del producto de cada proceso

Equipo	Rango de tamaño del producto [micrones]
Mesas	100-10,000
K-Nelson	70-8,000
Flotación	10-700

Cabe destacar que también se encuentran los valores para las mesas concentradores, en un rango bastante similar.

Tabla 8. Tamaño aproximado del producto de cada proceso

Equipo	Rango de tamaño del producto [micrones]
Mesas	100-10,000
K-Nelson	70-8,000
Flotación	10-700

EQUIPO CONCENTRADOR FALCON

Al igual que los equipos K-Nelson, los concentradores Falcon usan la densidad para separar distintos materiales, y recuperar el de interés económico. En la Tabla 9 se detallan las especificaciones del equipo.

Tabla 9. Especificaciones de concentrador Falcon (Sepro Systems, 2023)

Parámetro	Unidad de medida	Modelo 1.40	SB 400	SB 750	SB1350	SB2500	SB5200
Capacidad recomendada de sólidos	t/h	0-0.25	1-15	10-80	50-150	100-250	200-400
Capacidad máxima de pulpa	m ³ /hr	2.3	30	100	200	300	450
Área de superficie de concentración	m ²	0.03	0.21	0.46	1.08	2.14	3.37
Rango de fuerza G	superior	200	150	200	200	200	200
	inferior	50	100	50	50	50	50
Potencia del motor	kW (HP)	0.4 (0.5)	3.7 (5.0)	7.5 (10)	18 (25)	45 (60)	75 (100)
Consumo de agua del proceso	m ³ /hr	0.24-1.2	3-5	8-12	12-20	15-28	25-35
Presión de abastecimiento de agua	Bar	2-3	2-3	2-3	2-3	2-3	2-3
Tamaño máximo de partículas para la alimentación	mm	1.5	2.5	4	4	4	4
Cp máximo alimentación	%	55-70	65	55-70	55-70	55-70	55-70

3.3. Amalgamación

La amalgamación es una práctica minera bastante antigua que consiste en mezclar mercurio con un metal en presencia de agua, para que se forme un enlace entre ellos, y así poder recuperar el elemento de interés (Valderrama, Chamorro, Olgúin, Rivera, & Oyarce, 2012). Este proceso se caracteriza por ser simple y de bajo costo, por lo que suele ser bastante utilizado por mineras artesanales; sin embargo, uno de los principales problemas que presenta es el riesgo de emisión de contaminantes al medio ambiente, junto con la amenaza a la seguridad de los operadores que manejan el mercurio.

Las recuperaciones de Oro y Mercurio en el proceso de amalgamación dependen de ciertas variables; si previamente se realiza un proceso de concentración en equipos como un concentrados K-Nelson o Falcon, se obtienen mejores resultados que en caso de tratar directamente el mineral. Otro aspecto importante es la granulometría de las partículas del metal precioso, pues a medida que se disminuye el tamaño del Oro, existe una mayor recuperación; sin embargo, esto tiene un límite, ya que bajo los 0.074 [mm] la recuperación comienza a disminuir (Santos Sobral, Chirinos Cuentas, Caldas Pynheiro, & Guerrero, 2007).

En caso de realizar la amalgamación en un molino, la velocidad de giro también influye, pues en caso de que sea muy alta, el Mercurio se dispersa en gotas y el Oro no logra adherirse.

Actualmente existen ciertas alternativas para evitar el uso de Mercurio en la recuperación del Oro. Una de las más utilizadas en la actualidad es la lixiviación con cianuro, siendo la incorporación Zinc una de las nuevas tecnologías implementadas (Angove & Acar, 2016); sin embargo, no es aplicable en la pequeña minería debido al alto costo que presenta. Otra opción que se está implementando para evitar la amalgamación es la concentración gravimétrica de concentrados, para luego pasar directamente a fusión.

3.4. Captación de gases emitidos

En el Decreto 28: Norma de emisión para fundiciones de cobre y fuentes emisoras de arsénico (Ministerio del Medio Ambiente, 2013), se establece que las fundiciones actuales deben tener una captura y fijación de Azufre y Arsénico mínima del 95% con respecto a la emisión de la planta, mientras que las plantas de ácido deben emitir menos de 600 [ppm/h] de SO₂.

3.5. Fusión de concentrados gravimétricos de Oro

La fusión es la operación metalúrgica mediante la cual una carga compuesta por una mezcla de diferentes especies metálicas (óxidos, sulfuros, sulfatos, silicatos, entre otros) se lleva a su estado fundido por medio de altas temperaturas, teniendo en cuenta condiciones termodinámicas para que se formen dos o más fases, insolubles entre ellas, de manera que los productos sean fácilmente separables (Schuhmann, 1968; Coudurier et al., 1971).

En esta etapa se generan distintas fases que conviven en equilibrio, entre las cuales se encuentran la escoria, mata, speiss, o metálica. Estas son inmiscibles, por lo que, una vez solidificadas, son fáciles de separar. En el caso de la fusión de concentrados gravimétricos de oro, se suele obtener una fase de escoria y una metálica, las cuales se vacían en una lingotera y luego se separan.

Para poder fundir el concentrado de oro, es necesario que el flujo tenga una cantidad del elemento mayor a 30 [g/t]; en el caso de que se pierdan grandes cantidades de fino en el relave, existe la opción de lixiviar con cianuro las colas (Wotruba & Hruschka, 1998).

3.5.1. Hornos de fusión

Existen diferentes tipos de tecnologías en hornos de fusión. Como se observa en la Tabla 10, hay diferentes combinaciones entre la fuente de energía y su forma, el concentrado por fundir, y el tipo de horno.

Tabla 10. Hornos de fusión para diferentes aplicaciones (Calvo, 2015)

Fuente de energía	Forma de la fuente de energía	Aleaciones	Horno
Carbón	Bituminoso en polvo	Hierro fundido	Llama directa
	Antracita	Hierro fundido	Cubilote
Coque	Tamaño medio	Hierro fundido	Cubilote
		No ferrosos	Horno de crisol
Petróleo	Diesel o residual	No ferrosos	Horno de crisol
		Hierro, acero	Horno de hogar abierto
Gas	GLP	No ferrosos	Horno de crisol
	GNL		
	GLP	Hierro, acero	Horno de hogar abierto
	GNL		

Las principales variables que deben ser tomadas en cuenta para elegir un horno consisten en el costo inicial, costo de mantenimiento y reparación, costo de operación, disponibilidad, costos de las fuentes de energía, condiciones ambientales y nivel de ruido en operación y eficiencia (Calvo, 2015). En la actualidad, se pone especial énfasis en el tipo de combustible que se utiliza, dado que cada vez existe más control en cuanto a la contaminación industrial. En la Figura 12 se observa un prototipo de horno tipo crisol.

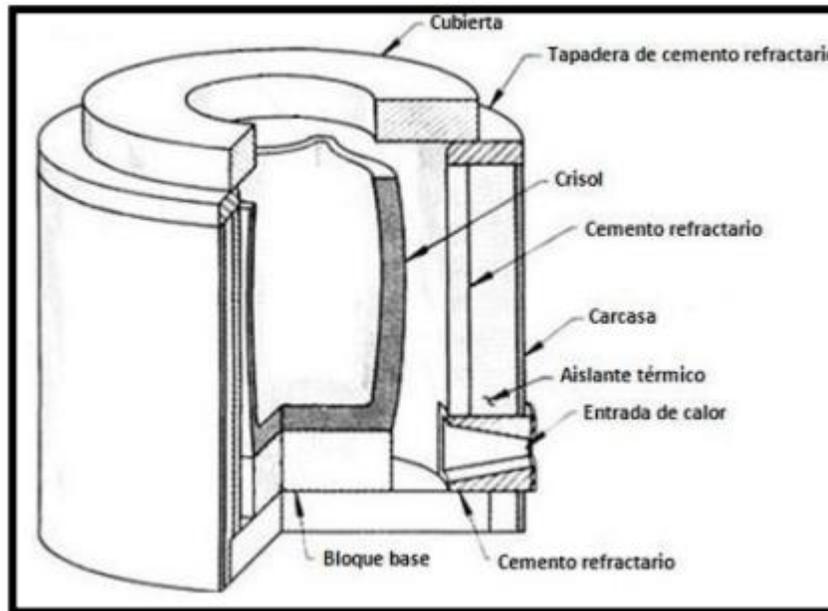


Figura 12. Prototipo horno de crisol (GARCÍA, 2014)

Al momento de diseñar un horno, es necesario tener en cuenta los esfuerzos residuales, los cuales son provocados por gradientes de temperatura (Jara, 2020). Dado que se trabaja a altas temperaturas, son un factor importante al momento de la mantención del horno; en el caso que sean de tracción pueden dañar las soldaduras o generar grietas.

Es una práctica común realizar tratamientos térmicos para habitar el material del equipo lentamente a las altas temperaturas del proceso. Estas pueden ser fases de enfriamiento y calentamiento controladas, tanto en tiempo, gradiente y temperatura máxima; un ejemplo de esto es el recocido, donde se calienta hasta cierta temperatura de forma homogénea, para luego enfriarlo lentamente, ya que reduce la dureza del material.

Actualmente se está utilizando en mayor medida combustibles como el gas licuado de petróleo (GLP) o gas natural (GN), ya que disminuyen la cantidad de gases como el NOx.

En el caso de utilizar un horno de crisol, se debe tener en cuenta que se funde en lote, es decir, un proceso no continuo. En muchas operaciones de fundición, se acumula escoria en el revestimiento de la superficie metálica, mientras que en el fondo se acumulan lodo pesado no fundido; esto provoca una reducción la vida útil del crisol, y además requiere que se retiren los lodos y la escoria para ser reciclados o tratados como residuos.

Existen diferentes tipos de horno, los cuales se pueden clasificar de acuerdo con su modo de operación, la forma en que transfieren el calor al concentrado, y la energía que utilizan para funcionar. Esto se observa en la Tabla 11.

Tabla 11. Tipos de hornos (Jara, 2020)

Clasificación de Hornos		
Modo de operación	Método de calentamiento	Energía
Por lote-discontinuo	Tiro directo	Combustible
Continuo	Indirecto	Eléctrico

En general, un horno se compone de ciertas partes claves (Jara, 2020):

ENVOLVENTE

Consiste en la barrera física que aísla térmicamente la carga del horno del exterior, evitando las pérdidas de calor. Se compone de tres capas:

- Capa interna: en el caso de los hornos de fusión, se trata del ladrillo refractario que recubre el interior del horno. El material se escoge en función de la temperatura en la que se planea operar el horno, el sobrecalentamiento que pueda existir debido a la cercanía de los quemadores, la acción abrasiva o erosiva de los fluidos que entran en contacto, el costo del insumo y dilatación térmica.
- Capa intermedia: es la capa aislante del horno, separa la superficie del ladrillo refractario, aislando la carga. Las principales propiedades que se deben tomar en cuenta para la elección del material es su resistividad térmica (para no perder calor por conducción), densidad y calor específico, pues influyen en el coeficiente de difusividad térmica del aislante y en las pérdidas de calor por calentamiento, para reducir la absorción de la radiación incidente desde la capa interna y así reducir la transferencia de calor desde la capa interna hacia la capa externa; la selección depende, a parte del costo, de la temperatura de operación del horno.
- Capa exterior: es el sellado atmosférico del horno, contiene la emisión de gases desde el interior hacia el exterior y viceversa, y entrega integridad estructural al horno. El material más utilizado para este tipo de capa es el acero.

LADRILLOS REFRACTARIOS

Los ladrillos refractarios se caracterizan por estar compuestos de materiales inorgánicos, no metálicos, porosos y heterogéneos. Suelen elaborarse a partir de minerales tipo óxidos, como silicio, aluminio, magnesio, calcio y circonio, o no óxidos, como carburos, nitratos, boratos, silicatos y grafito.

Las propiedades más relevantes en los ladrillos refractarios corresponden a su resistencia a las altas temperaturas, siendo capaces de mantener su estructura, resistir choques térmicos, no reaccionar químicamente, poseer baja conductividad térmica (evitar pérdidas de calor) y bajo coeficiente de dilatación.

Los ladrillos refractarios prefabricados pueden tener diferentes formas, según lo requerido; existen con la forma original de ladrillo (paralelepípedo), con forma de arco, cuña, u otros, como se observa en la Figura 13.



Figura 13. Formas de ladrillos refractarios prefabricados (GARCÍA, 2014)

Existen diferentes tipos de ladrillos prefabricados, entre los cuales se encuentran (GARCÍA, 2014):

Ladrillos de arcilla refractarios. Están conformados por silicatos de aluminio hidratados y otros minerales en menor proporción; son extremadamente versátiles y tienen el menor costo comparado a los otros ladrillos. Se utilizan tanto en la industria ferrosa como no ferrosa.

Ladrillos con alto contenido de alúmina. Se componen de óxido de aluminio y pequeñas trazas de otros materiales. Se caracterizan por ser estables químicamente, poseen alta dureza, resistencia mecánica y al exfoliado, son insolubles en agua, en vapor sobrecalentado y en la mayoría de los ácidos inorgánicos; soportan hasta 1850 °C sin perder sus propiedades, y funcionan tanto en atmosferas oxidantes como reductoras. Según la cantidad de alúmina presente, se pueden clasificar como ladrillos Mullita (cerca de un 72% de alúmina) o Corindón (99%), ambos adecuados para altas temperaturas. Este tipo de ladrillo suele ser más caro, por lo que solo se debe ocupar en condiciones que realmente requieran alta resistencia.

Ladrillos de sílice. Se componen en su mayoría de sílice (93% o más). Se caracterizan por la alta resistencia mecánica de la sílice a temperaturas próximas a fusión; sin embargo, tienen tendencia a exfoliarse a temperaturas por debajo de los 650 °C luego de haber alcanzado altas temperaturas, por lo que no son prácticos para hornos en los que se trabaja por lote.

Ladrillos de magnesita. Son químicamente básicos, compuestos de por al menos 85% de óxido de magnesio, y sílice. Su principal ventaja es la capacidad de resistir escorias básicas.

En la Tabla 12 se observa un resumen de la composición de los ladrillos refractarios prefabricados.

Tabla 12. Composición de ladrillos refractarios prefabricados

Tipo de ladrillo	% SiO ₂	% Al ₂ O ₃	% MgCO ₃
Arcilla refractaria	< 78%	< 44%	-
Alúmina-Mullita	28%	72%	-
Alúmina-Corindón	-	99%	-
Sílice	>= 93%	-	-
Magnesita	<=15%	-	>= 85%

En este sentido, es importante que se consideren las condiciones de utilización. Por ejemplo, los materiales refractarios ácidos no se pueden utilizar en presencia de una base química y viceversa dado que se produciría corrosión. El circonio, la chamota y el dióxido de silicio son ácidos, la dolomita y la magnesita son básicas, mientras que el óxido de aluminio, la cromita, el carburo de silicio o el carbono son neutros. El fallo en la correcta selección del material puede producir una acelerada disminución de la vida útil del refractario. En el caso de aleaciones no ferrosas se recomienda el uso de materiales básicos como la magnesita, dolomita o cromita

SISTEMA DE CARGA Y DESCARGA

Permite cargar el horno con la mezcla de fundente y concentrado, y descargar las fases inmiscibles. Se debe diseñar tomando en cuenta las condiciones del proceso, tales como el tipo de fusión, continua o por lote, y así escoger si utilizar solera o compuerta. En la Figura 14 se observan ejemplos de sistemas.

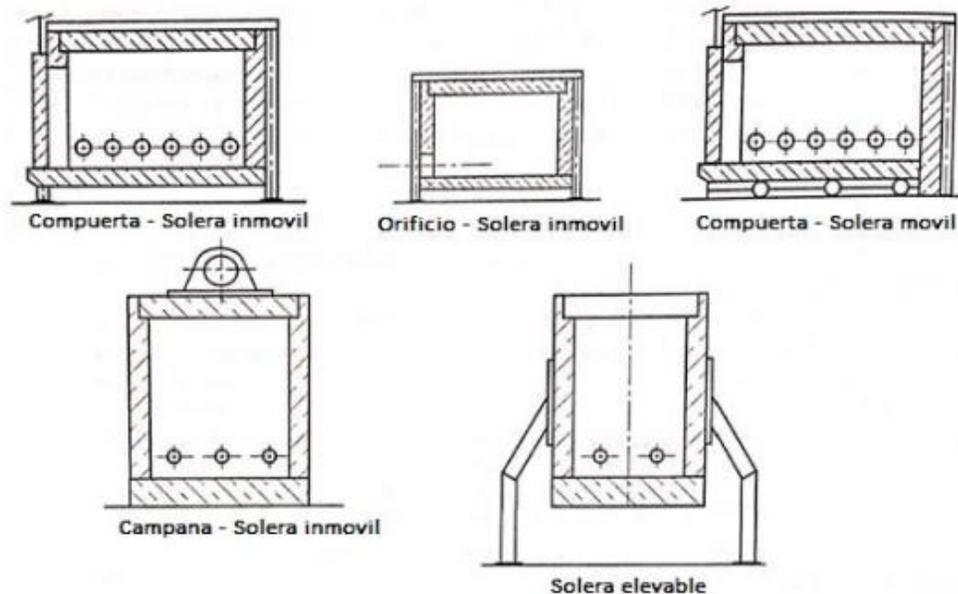


Figura 14. Sistemas de carga para fusiones por lote (Jara, 2020)

SISTEMA DE CONTROL Y ENERGÍA

Se encarga de controlar la velocidad a la que el horno se calienta o enfría, además de regular la temperatura operacional constante a través de la manipulación de la mezcla de combustible y aire en los quemadores.

Existen diferentes etapas de calentamiento y enfriamiento durante el funcionamiento de un horno (GARCÍA, 2014):

- Pre-calentamiento. Corresponde al periodo entre el encendido del horno y el alcance de la temperatura operacional. El mayor consumo energético de esta etapa se utiliza en calentar la estructura interior, hecha de ladrillo refractario.

- Operación. El objetivo de esta fase es fundir el concentrado o carga en el horno, lo que representa el mayor consumo energético; la temperatura requerida, y por ende, la cantidad de combustible, dependerán de la cantidad de metal por fundir y las pérdidas de calor que se presenten.
- Mantenimiento. La energía se utiliza para mantener el baño mientras sangra la escoria y la mata, o se retira el crisol. El consumo de combustible se reduce a un nivel que permita la mantención de una temperatura estable.
- Enfriamiento. Se detiene el calentamiento del horno, y por ende el uso de combustible, por lo que se comienza a disipar el calor, con una velocidad que depende del material que recubre el horno (ladrillos refractantes y aislantes).

El sistema de control de la temperatura se compone de un sistema eléctrico con sensores de temperatura (dentro del horno y en la chimenea) y presión, manejados por una computadora.

SISTEMA DE ESCAPE Y RECUPERACIÓN DE CALOR

Controla la emisión de gases de la combustión y la fusión al medioambiente, redirigiéndolos por la chimenea o sistema de ventilación. Junto a esto, busca recuperar calor a partir de los gases y transmitirlo mediante un intercambiador de calor, cuyo diseño es clave.

Los principales criterios de diseño del intercambiador de calor corresponden al tipo de fluido que recepciona el calor, dado que determina los materiales a utilizar para el intercambiador (considerando abrasión y corrosión) y los caudales a tratar (de gases y fluidos).

PÉRDIDAS DE CALOR

Las pérdidas de calor pueden darse por conducción térmica, radiación o convección natural y/o forzada. Para medirlas, es necesario esperar a que la temperatura dentro del horno sea la más alta del proceso, de forma que la diferencia entre exterior e interior sea máxima. Cabe destacar que, en general, se presenta más de una forma de transferencia de calor, aunque una predomina frente a las otras. En la Figura 145 se observa un esquema general de las pérdidas de calor en un sistema.

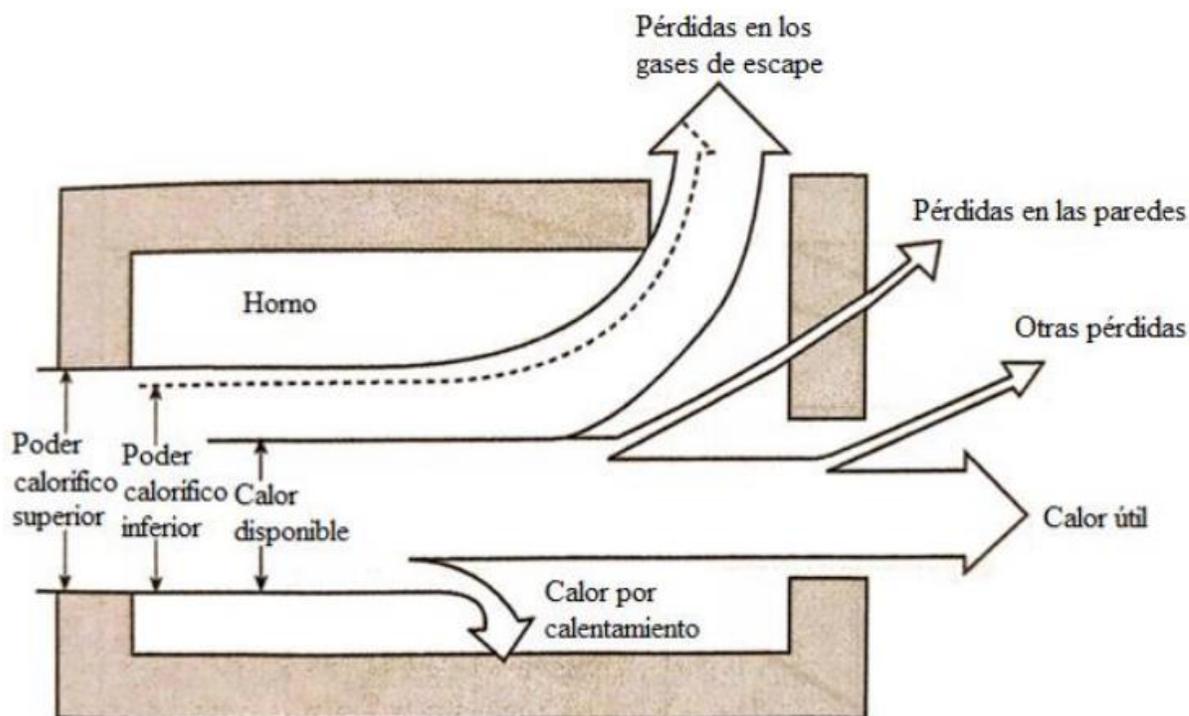


Figura 15. Pérdidas de calor en un horno de fusión (Jara, 2020)

Para manejar las pérdidas de calor por conducción, se suele tener al menos 3 capas o paredes en el horno, entre las cuales se encuentran una de seguridad, una de trabajo, una aislante y la estructura metálica, ya que, en general, un ladrillo refractario (capa envolvente) suele tener un coeficiente de emisividad cercano a 1, lo que implica que no refleja el calor de radiación, sino que se calienta y puede traspasar el calor a la capa exterior.

Para realizar una estimación adecuada de la pérdida de calor por conducción del sistema, se debe usar la ley de Fourier, pero adecuada para más de una capa, lo que se puede observar en la Figura 16. La distribución del calor depende de la diferencia de temperatura entre los materiales (T), la conductividad térmica (λ) y el espesor de la capa (S).

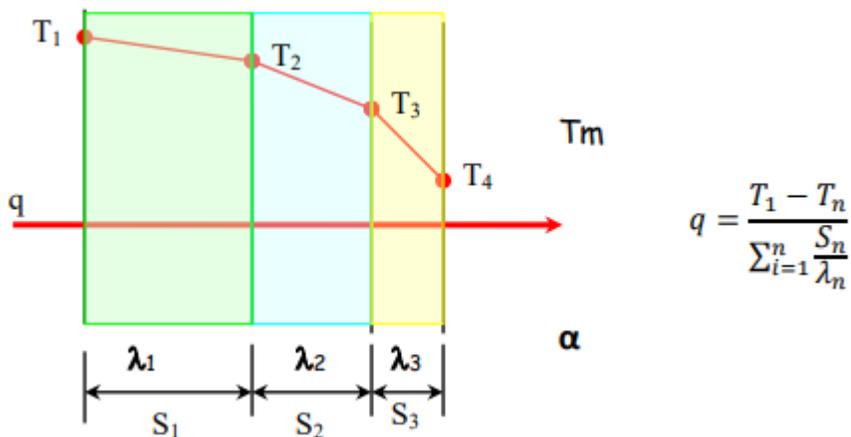


Figura 16. Distribución de calor en un sistema rectangular con tres paredes (Hernández, 2018)

La Ecuación 1 permite calcular las pérdidas de calor por conducción en coordenadas cartesianas, en un sistema con más de una pared.

$$q = \frac{T_1 - T_n}{\sum_{i=1}^n \frac{S_n}{\lambda_n}}$$

Ecuación 1. Pérdidas de calor por conducción en coordenadas cartesianas

La estructura de los hornos puede ser tanto rectangular como cilíndrica (Figura 17); en este último caso, se tiene una distribución de calor que varía tanto de forma radial como longitudinal, lo cuál puede ser beneficioso para la fusión, ya que permite tener una distribución más uniforme de la temperatura en el concentrado.

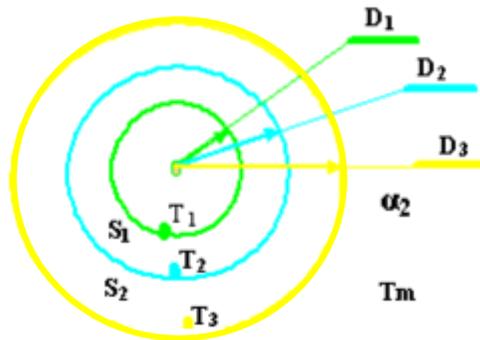


Figura 17. Distribución de calor en un sistema cilíndrico con tres paredes (Hernández, 2018)

Se presenta la fórmula para calcular las pérdidas de calor en coordenadas cilíndricas en la Ecuación 2. El parámetro k corresponde a la conductividad térmica, que para un ladrillo refractario varía entre 0.47 y 1.05 [W/mK].

$$Q = \frac{2\pi Lk(T_1 - T_2)}{\ln\left(\frac{r_2}{r_1}\right)}$$

Ecuación 2. Tasa de pérdidas de calor por conducción en coordenadas cilíndricas

En el caso de las pérdidas por convección, en el caso de un horno de fusión se consideran del tipo natural, ya que la llama calienta los gases, por lo que disminuye su densidad y suben dentro del equipo. A partir de este proceso, se pueden generar pérdidas al entrar en contacto los gases con las paredes del horno o al ser extraídos por la chimenea, siendo esta última la principal pérdida de calor por convección. Existen casos en los que se utilizan intercambiadores de calor para disminuir la pérdida, pero se debe evaluar el costo y la viabilidad. Otra pérdida de calor por convección que puede existir se da en el caso de que existan más aberturas en la superficie del horno, por donde escapará el gas caliente, generando una diferencia de presión que implicará la entrada de aire frío.

En la Figura 18 se observan las pérdidas de calor por convección (rojo) y radiación (verde).

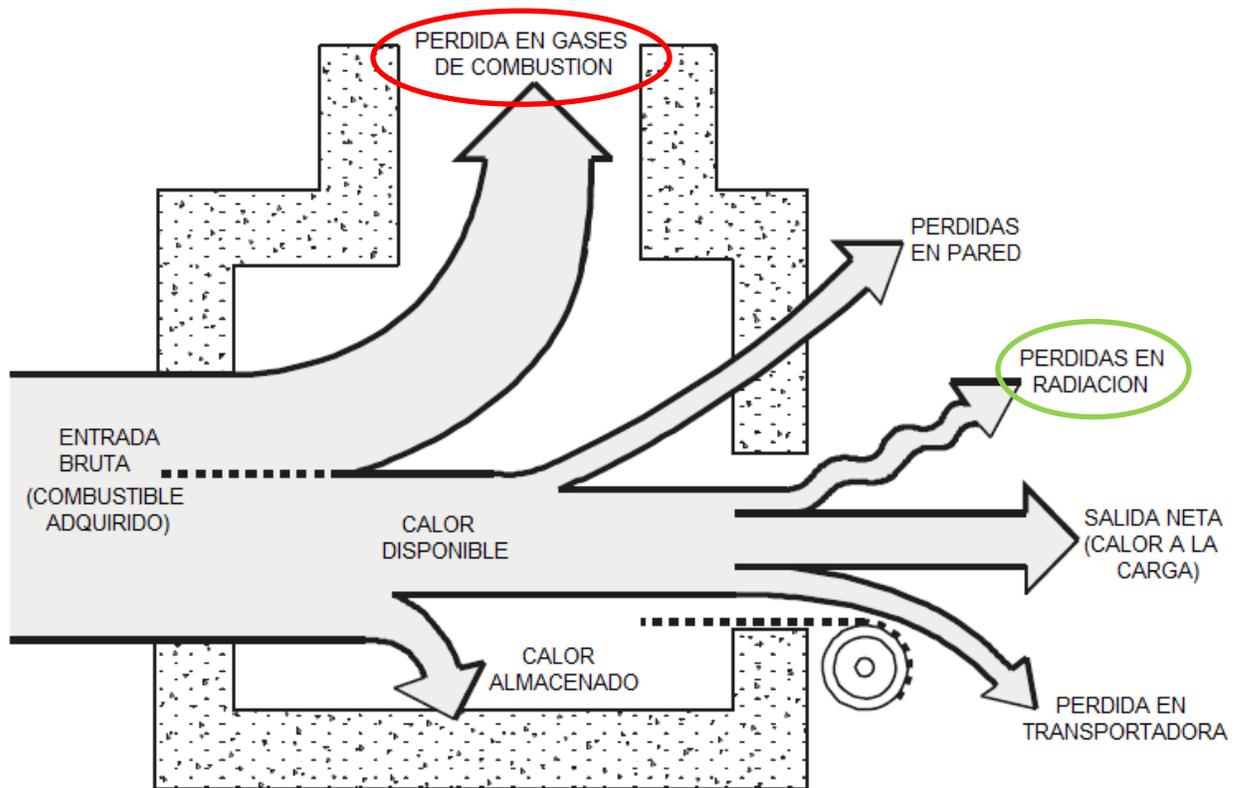


Figura 18. Pérdidas de calor en un sistema

La fórmula que permite estimar las diferencias de calor por convección se observa en la Ecuación 3:

$$Q = h_{prom}A(T_s - T_{inf})$$

Ecuación 3. Ley de Newton de enfriamiento

Finalmente, existen pérdidas de calor debido a la emisión de radiación desde la fuente de calor, que entrar en contacto con las paredes, donde existe diferencia de temperatura entre el interior y exterior. Además, en el caso de existir aberturas en la superficie del horno, las pérdidas de calor por radiación serían altas, debido a que naturalmente el calor fluiría en la dirección donde existe menor temperatura.

La ecuación que permite determinar la emisión de calor por radiación se observa en la Ecuación 4 (Departamento de Física - UNS):

$$Q_{emitida} = \epsilon \sigma A (T_s^4 - T_{alred}^4)$$

Ecuación 4. Emisión de radiación de un cuerpo real

Con ϵ la emisividad de la superficie emisora de radiación, de valor 0.6 para ladrillos refractarios (Integrated Global, s.f.), $\sigma = 5.67 * 10^{-8} \left[\frac{W}{m^2 K^4} \right]$ constante de Stefan-Boltzmann, A el área de emisión y T_s la temperatura de emisión y T_{alred} la temperatura del medio que rodea la fuente de calor.

Se debe considerar que, en el caso de tener fusión por lote, existen pérdidas de calor por conducción, radiación y convección cada vez que el horno para por la etapa de enfriamiento. Lo mismo ocurre cuando se debe detener la operación continua, ya sea por mantenimiento u otros.

3.5.2. Fundentes (Flux)

El uso de Flux cumple la función de disminuir el punto de fusión de la mezcla que alimenta el horno. Existen distintos tipos, y su uso puede variar la temperatura necesaria, el tipo de escoria, los gases que se emiten, el desgaste del crisol y del ladrillo refractario del horno, entre otros.

Los fundentes deben tener ciertas características y efectos en el concentrado y escoria, los cuales se presentan a continuación (Paredes, 2015):

- No deben disolver los metales preciosos o elementos que se desean recuperar.
- No deben corroer o abrasar el refractario/crisol.
- Disminuir el punto de fusión del concentrado.
- Generar una escoria de baja densidad, baja viscosidad, alta fluides, alta solubilidad de los óxidos de los metales básicos.

Los fundentes más utilizados en la fusión directa de concentrados de oro consisten en el Bórax, el Nitrato de Sodio y la Sílice, convenientes por su accesibilidad y precio. Sin embargo, también se debe tomar en cuenta el efecto en la escoria de cada uno al momento de elegir. A continuación, se describen los principales fundentes del mercado (Barrios, 2018), (Cuevas, 2022).

- Sílice (SiO_2): Consiste en el fundente ácido más fuerte, con un punto de fusión en $1,750^\circ\text{C}$. Al combinarse con Bórax, forma escorias borosilicatadas. El soluble en presencia de oro y plata, y forma compuestos con metales oxidados, lo que homogeneiza la escoria y disminuye la viscosidad. Se debe tener cuidado al añadir al concentrado, ya que es suele encontrarse presente en la corteza terrestre de forma natural. En altas cantidades afecta de forma negativa la viscosidad y fluidez de la escoria (SuperbMelt, 2021).
- Bórax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$): Es un ácido fuerte con un punto de fusión en 742°C , lo cual permite disminuir dicho punto para toda la carga. Provoca una escoria más viscosa y poco homogénea cuando se utiliza en grandes cantidades, pero en la dosis correcta, facilita el ataque al mineral a menor temperatura, forma una escoria más fluida y reduce la viscosidad. Posee una baja combustibilidad, y tiene baja tendencia de formar humo (Río Tinto, 2021). Otra ventaja consiste en su afinidad con los óxidos metálicos, con los que forma compuestos, los separa del Oro y lleva a la escoria (SuperbMelt, 2021).
- Nitrato de Sodio (NaNO_3): Es un agente oxidante cuyo punto de fusión es de 338°C . A bajas temperaturas se funde sin alteraciones; pero entre 500 y 600°C se descompone, produciendo Oxígeno, lo que provoca un ambiente más oxidante.
- Nitrato de Potasio (KNO_3): Es un agente oxidante, con un punto de fusión en 357°C . A mayores temperaturas, se rompen los enlaces y se libera Oxígeno, que, al igual que ocurre con el Nitrato de Sodio, oxida a los sulfuros y algunos metales, como Pb y Cu.

- Carbonato de Sodio (NaCO_3): El Carbonato de Sodio es un compuesto básico, con un punto de fusión de 852°C . Proporciona transparencia a la escoria, pero en cantidades excesivas origina escorias viscosas que son difíciles de remover del metal Doré. Es un agente oxidante y desulfurizante. Suele mezclarse con otros fundentes; un caso es la Sílice, que al juntarse con el Carbonato de Sodio forman silicatos de Sodio, que reaccionan con óxidos de metales y lo separan del Oro. Es importante conocer la dosis adecuada de carbonato, ya que en exceso aumenta la fluidez de la escoria.
- Bicarbonato de Sodio (NaHCO_3): es un fundente alcalino, oxidante y desulfurizante, al igual que el Carbonato de Sodio. Puede oxidar la Pirita.

La dosificación de los fundentes se debe realizar según el objetivo con que se añade cada uno, pues, además de disminuir el punto de fusión, se utilizan para oxidar sulfuros y escorificar óxidos (Barrios, 2018). En la Tabla 13 se presenta la dosificación teórica de cada fundente necesaria para escorificar 100 [gr] de un metal.

Tabla 13. Dosificación de fundentes (Barrios, 2018)

Metal-100 (gr)	Sílice (g)	Bórax (g)	Bicarbonato de Sodio (g)	Nitrato de Potasio (g)
Cobre	63.09	200	1,058.27	209.36
Hierro	107.61	341.09	1,804.83	448.06
Plomo	19.34	61.29	81.08	30.19
Zinc	61.27	194.22	256.92	95067

3.5.3. Combustión y quemadores

Existen diferentes tipos de combustible que se utilizan para alimentar los quemadores del horno. Los principales son el Diesel y gas licuado de petróleo (GLP), los cuales pueden enriquecerse con oxígeno (25 a 30%) o mezclas entre sí (Jiménez & Wiesner, 2006).

Los parámetros que deben evaluarse para escoger el tipo de combustible consisten en la temperatura deseada de la llama y del horno, el tratamiento de los posibles gases de combustión (NO_x , SO_2 , CO , entre otros), el impacto ambiental que puede provocar con la emisión de gases de efecto invernadero (GEI), seguridad de trabajadores, gastos de inversión y costos operacionales.

Al evaluar los combustibles disponibles en el mercado, se encuentra que el GN y GLP son menos contaminantes que los combustibles Diesel o aceite, ya que generan menos gases de efecto invernadero (Jiménez & Wiesner, 2006); en el caso de la emisión de gases NO_x , se observa que el GN reduce en un 95% la contaminación, comparado con el Diesel, mientras que el combustible que emite menor cantidad de óxido nitroso es el GLP; este último, además, emite 0 [g/t] de SO_2 .

Un aspecto importante es la adición de aire enriquecido en oxígeno al combustible; se observa que, para el GLP, al enriquecer entre 5 a 10% en O_2 , el consumo disminuye entre 32 y 45%, y la emisión de CO_2 se reduce hasta en un 12%.

Un aspecto importante es la presencia de Óxidos de Nitrógeno en los gases que se generen, ya que esto puede reducir la temperatura mediante el arrastre de calor por la chimenea.

Pueden existir problemas durante la combustión cuando la llama entra en contacto directo con la superficie a la que debe transmitir calor, pues genera un aumento en el costo operacional, debido a los siguientes factores (Garay, López, Vila, & Verdi, s.f.):

- Pérdida de vapores del producto al ambiente.
- Discontinuidad del sistema.
- Acortamiento de vida útil del crisol.
- Pérdida de calor al ambiente.
- Pérdida de calor a través de la pared del recipiente.

Se ha observado que al implementar una alta recirculación de aire caliente dentro del horno puede mejorar la temperatura al interior y reducir la emisión de Óxidos de Nitrógeno. Esto no se relaciona con el tipo de combustible que se utiliza, los quemadores o configuración del horno.

COMBUSTIBLE

El gas licuado de petróleo está conformado por una mezcla de propano (cerca al 30%) y butano (cerca al 70%) en diferentes proporciones; esto afecta la cantidad de calor que se emite en la combustión, ya que estos compuestos no tienen igual poder calorífico.

El poder calorífico consiste en la cantidad de energía por unidad de masa o volumen de materia que se genera al existir una reacción química de combustión. Existe un mínimo y un máximo para cada compuesto, como se observa en la Tabla 14.

Tabla 14. Poder calorífico de combustibles (MINISTERIO PARA LA TRANSICIÓN ECOLÓGICA Y EL RETO DEMOGRÁFICO, s.f.)

	Propano	Butano	Unidad
Poder calorífico inferior	11,082	10,938	kcal/kg
Poder calorífico superior	12,052	11,867	kcal/kg
Poder calorífico	22,000	28,300	kcal/m ³

Por otro lado, el poder calorífico del gas natural es de 10.440 kcal/m³, bastante más bajo que el de propano y butano.

Una de las opciones es tratar el combustible y realizar la reformación con vapor de agua para obtener hidrógeno.

En el caso de tener el gas licuado sin impurezas, por cada kilogramo del combustible reformado con vapor se eliminan 3.621 [kg] de oxígeno disuelto en cobre (Aravena, 2002).

La cantidad de comburente requerido para cada combustible se observa en la Tabla 15.

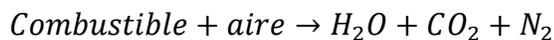
Tabla 15. Requerimiento de oxígeno o aire para la combustión estequiométrica de algunos combustibles

Sustancia	Producto	En peso, kg de de		En volumen, m ³ de de	
		comburente/kg combustible	Aire	comburente/m ³ combustible	Aire
Carbono	CO	1.33	5.75	Sólido	Sólido
Carbono	CO ₂	2.66	11.51	Sólido	Sólido
Hidrógeno	H ₂ O	7.94	34.30	0.5	2.39
Metano	CO ₂ + 2H ₂ O	3.99	17.24	2.0	9.57
Etano	2CO ₂ + 3H ₂ O	3.72	16.07	3.5	16.75
Propano	3CO ₂ + 4H ₂ O	3.63	15.68	5.0	23.95
Butano	4CO ₂ + 5H ₂ O	3.58	15.46	6.5	31.14
Acetileno	2CO ₂ + H ₂ O	3.07	13.26	2.5	11.96
Azufre	SO ₂	1.00	4.32	Sólido	Sólido
Azufre	SO ₃	1.5	6.48	Sólido	Sólido

TIPOS DE QUEMADORES

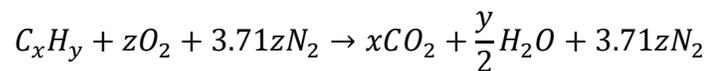
El quemador es la parte del horno donde ocurre la mezcla del combustible con el aire (en el caso de los quemadores a base de hidrocarburos); el combustible se inyecta por una boquilla y se mezcla con el aire, que puede provenir del exterior (quemador atmosférico) o de un ventilador mediante el tubo de mezcla.

En una reacción completa, todo el combustible que entra reacciona con el oxígeno, generando como productos dióxido de carbono, agua, y nitrógeno sin reaccionar, como se observa en la Ecuación 5.



Ecuación 5. Combustión completa

La reacción química que representa este proceso se observa en la Ecuación 6.



$$z = x + \frac{1}{4}y$$

Ecuación 6. Reacción química de combustión completa

Sin embargo, es imposible alcanzar la combustión completa en la realidad, debido a los elementos y compuestos que vienen asociados tanto al combustible como al comburente, lo que implica una proporción no adecuada de oxígeno e hidrocarburos.

Existen distintos tipos de quemadores que se pueden utilizar según los requerimientos de la fusión. Los quemadores industriales pueden ser de alta velocidad o de llamas abiertas, en los cuales la

flama no se encuentra confinada, calienta directamente la carga, y es disparada a una velocidad mayor a 100 [m/s].

- Quemadores de tipo directo: el producto tiene contacto directo con la carga a tratar térmicamente.
- Quemadores tipo indirecto: la combustión ocurre en una cámara separada, a la cual se transfiere calor de los quemadores. Hay tubos radiantes, paredes radiantes, entre otros.

QUEMADOR HORNO (GARCÍA, 2014)

En la

Figura 19 se presenta el tipo de quemador diseñado para un horno tipo crisol, el cual se utiliza debido a su versatilidad y bajo costo. El aire entra de forma natural al sistema, sin necesidad de un ventilador (quemador atmosférico). El gas viaja a gran velocidad a través de la válvula de paso, lo que causa una diferencia de presión, y de esa forma el aire exterior es succionado y forzado a ingresar al quemador. La presión de velocidad de la mezcla se convierte en presión estática suficiente para impulsar la mezcla hasta la salida, y al hacer contacto con una chispa se incendia la mezcla.

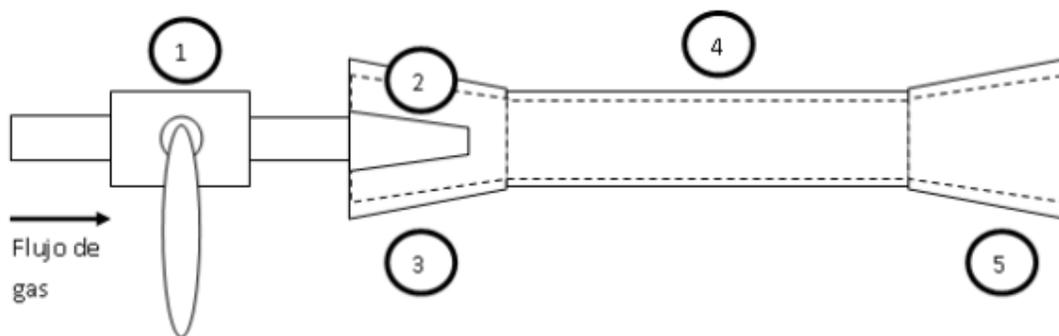


Figura 19. Esquema de corte transversal de quemador de horno

El punto 1 representa la válvula de paso, 2 la boquilla, 3 el sector de ingreso primario de aire, 4 el tubo mezclador de combustible y aire, y 5 el difusor.

Para producir una combustión lo más completa posible es fundamental tener la cantidad suficiente de aire en la mezcla, previo a la ignición, por lo que suele ser recomendable tener exceso de aire presente, pues permite una combustión estequiométrica, y reduce la emisión de gases dañinos como el monóxido de carbono (CO). Sin embargo, se debe tener cuidado en no sobrepasar cierto límite, ya que una presencia de aire muy alta puede producir una disminución del poder calorífico del combustible, dado que absorbe parte del calor, y puede llegar a evitar la combustión. En la Ecuación 7 se muestra el cálculo del exceso de aire en la mezcla, en unidades de porcentaje de volumen.

$$e = \frac{\text{aire real} - \text{aire estequiométrico}}{\text{aire estequiométrico}} * 100\%$$

Ecuación 7. Exceso de aire

Existen límites de ignición según el combustible, tanto superiores como inferiores, que indican la cantidad de aire permitido en la mezcla, los cuales se observan en la Tabla 16.

Tabla 16. Límites de inflamabilidad para gases

Combustible	Fórmula Química	Límite inferior %	Límite superior %
Metano	CH ₄	5	14
Propano	C ₃ H ₈	1.86	8.41
Butano	C ₄ H ₁₀	2.37	9.5
GN		5	15

Los factores que afectan los límites de aire según el combustible consideran la cantidad de gas entrante, presión y gravedad específica, diseño y posición de la boquilla, área disponible de entrada de aire, diseño del tubo mezclador, dimensiones y forma del difusor, área total de salida, y la temperatura de operación del difusor.

TIPOS DE QUEMADORES INDUSTRIALES

- Quemadores de llamas abiertas-alta velocidad: es el caso en que la llama no se encuentra confinada, y calienta directamente la carga. Además, la llama es disparada a más de 100 [m/s]. Entre sus ventajas se tiene que permiten una mayor uniformidad de temperatura al interior del horno, y para procesos de baja temperatura (distensionado) transfieren el calor de forma más eficiente. Gracias al momentum de la salida de la llama se puede trabajar con cargas compactamente agrupadas (lingotes o ladrillos), se demora menos en calentar la carga, mayor productividad, menos OPEX (eficiencia), bajo costo de mantención porque se necesitan menos quemadores.
 - Quemadores con premezcla: se mezcla el aire con el combustible antes de la ignición en el quemador. Se observa un diseño en la Figura 20.

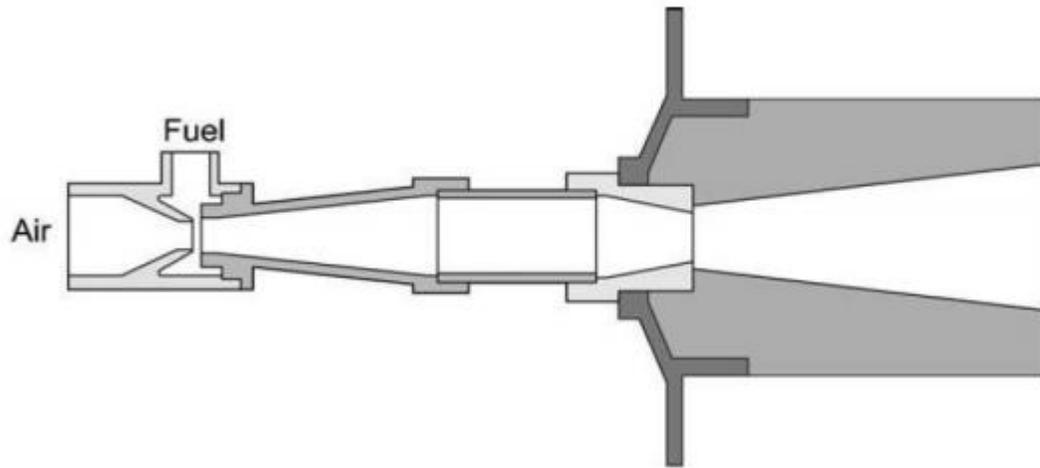


Figura 20. Quemador tipo premezcla (Jara, 2020)

En el caso de ser del tipo túnel, la mayor parte de la combustión es contenida en la cámara, por lo que hay una alta temperatura de los gases de combustión (recuperar calor), alta velocidad de salida de gases y combustión casi completa en la salida del quemador. Puede servir para tratamiento de bajo volumen de oxígeno no combustionado en el horno.

- Quemadores con mezcla en la boquilla: permiten operar a un mayor rango de temperatura y flujo de concentrado. Influye la geometría de la boquilla, ya que puede aumentar la velocidad de salida de la llama y reducir la cantidad necesaria de aire para mantener una temperatura uniforme. Se observa un esquema de este tipo de quemadores en las Figura 21 y Figura 22.

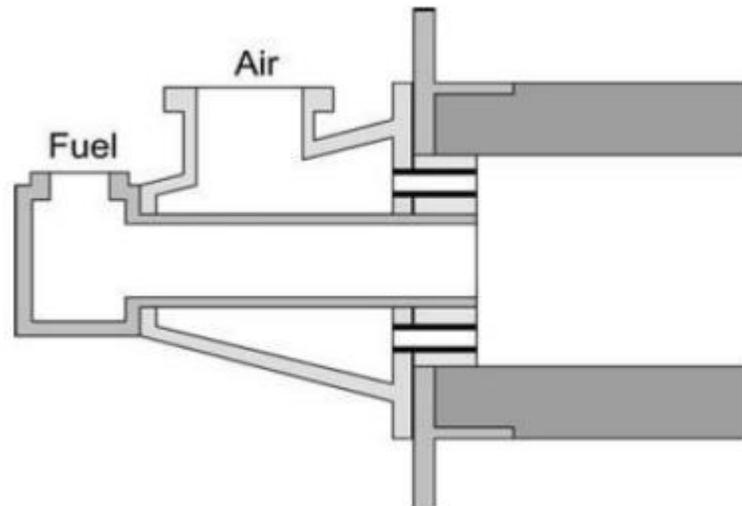


Figura 21. Quemadores con mezcla en la boquilla (Jara, 2020)

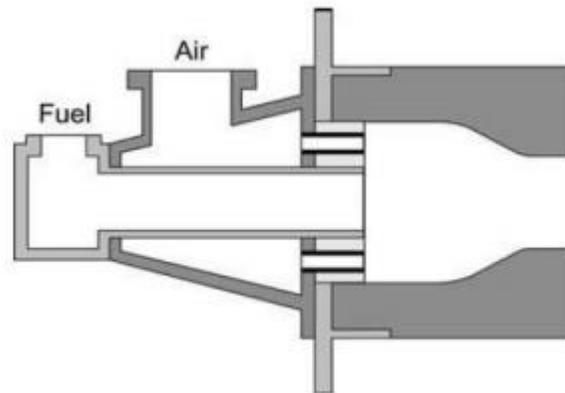


Figura 22. Quemador con mezcla en la boquilla y restricción de salida (Jara, 2020)

En el caso de los quemadores de llama abierta, es necesario ubicarlos de forma tal que se pueda lograr uniformidad en la temperatura de toda la carga, y que no exista un sobrecalentamiento en algunas zonas. Existen diferentes parámetros del diseño que permiten asegurar el objetivo.

- Instalación con receso del quemador: se puede dejar una distancia entre la carga y la llama; mientras más grande sea este tramo, mayor será el movimiento de los gases, lo que aumentará la eficiencia y la uniformidad de la temperatura en la carga. Sin embargo, existe un límite para el receso, ya que en caso de ser demasiado se puede generar un arrastre lateral de los gases de combustión, o existir una expansión completa de la llama antes de que entre al horno, lo que disminuye su velocidad y puede impactar contra una pared.
- Boquilla del quemador: la razón entre la altura y el ancho, conocida como razón de aspecto, afecta la razón entre el perímetro y el área de la llama, que mientras mayor eso, provoca una dispersión de calor más grande. También afecta el arrastre local de gases cerca de la llama. Debe impedir la superposición de las llamas.

- Ubicación y cantidad de quemadores: se deben ubicar de forma que no sean demasiados y provoquen una superposición y sobrecalentamiento local (Figura 23) o que se emita demasiado NOx. Además, se debe considerar el ángulo de dispersión de la llama (23.5°).
- Recirculación de los productos de la combustión.

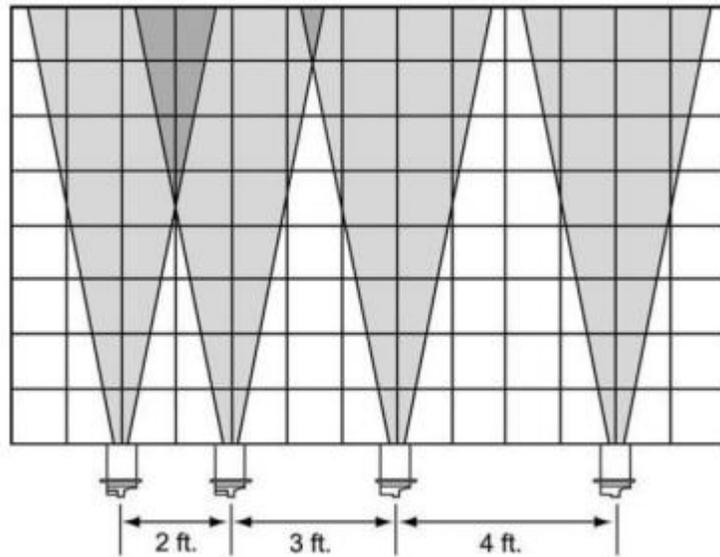


Figura 23. Quemadores con y sin superposición de flamas (Jara, 2020)

QUEMADORES RADIANTES

La llama no entra en contacto con la carga, pues calienta una superficie sólida, que irradia calor (radiación) hacia la carga, aumentando así su temperatura. Pueden funcionar de forma eléctrica o con combustible (opción más barata debido a precio de los insumos). Se observan algunas estructuras de este tipo de quemadores en la Figura 24.

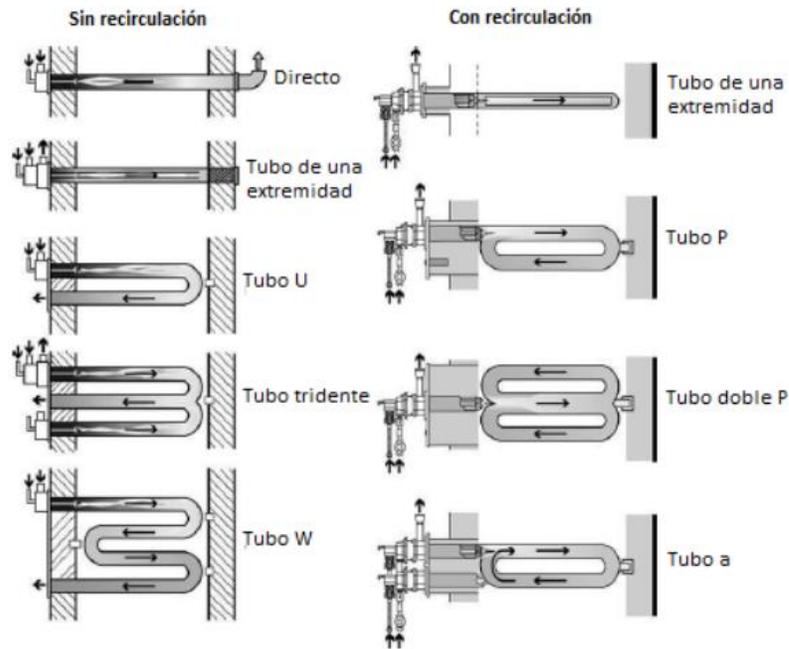


Figura 24. Tipos de quemadores radiantes con y sin recirculación de productos (Jara, 2020)

Ventajas de quemadores radiantes sobre llama abierta:

- Eficiencia térmica.
- Homogeneidad del calentamiento de la carga.
- Bajas emisiones de contaminantes.
- Calentamiento direccional más fácil de implementar.
- Mayor tiempo de respuesta para cambios en la carga.
- Las fases de calentamiento y enfriamiento pueden ser más cortas en tiempo.
- La ausencia de contacto entre la llama y la carga disminuye los riesgos de oxidación, ignición y descomposición de materiales.
- Se puede tener un mayor control sobre el calentamiento, dado que es más fácil medir la temperatura de la superficie.

Desventajas de quemadores radiantes sobre llama directa:

- La temperatura máxima que se puede alcanzar es menor.
- Se tienen bajas tasas de alimentación de combustible al quemador, pues la superficie refractaria tiene un límite de temperatura.
- En caso de que el material refractante sea poroso, se necesita un nivel de pureza alto en el combustible y el agente oxidante (evita incrustaciones).
- Hay riesgo de ignición en caso de que el quemador se apague.

TRATAMIENTO DE GASES

El sistema de tratamiento de gases Scrubber captura gases SO_x y de carbón, lo que permite cumplir con la normativa de captura de gases, la que actualmente exige retener 95% del SO_2 emitido por las fundiciones.

La tecnología consiste en una torre donde captura los gases emitidos y se ponen en contacto con un líquido, el cuál va a contracorriente, recogiendo los contaminantes. La solución que se crea debe ser depositada y tratada. Cabe destacar que, si los gases se encuentran a temperaturas superiores a los 150°C , se debe contar con un sistema enfriador (TECAM, s.f.).

4. Metodología

Se realiza un levantamiento de datos del caso base de la mina, con el fin de conocer el funcionamiento general del procesamiento del mineral que contiene el Oro, y obtener los detalles de la fusión de concentrados gravimétricos, las dimensiones del horno, fundentes utilizados, combustible, equipos que se utilizan, el proceso de la obtención del metal doré, la calidad de los concentrados y los productos, entre otros parámetros. Lo anterior se complementa con respaldo bibliográfico estadístico de la pequeña minería del oro.

Conociendo el funcionamiento detallado de la fusión, se definen los parámetros operacionales que afectan en mayor medida el OPEX de la fusión de la mina. Además, se determina la parte del proceso que afecta en mayor medida el medio ambiente, con una base bibliográfica que respalde lo planteado.

Luego, se identifican las mayores pérdidas de calor del horno y su causa, para plantear un diseño que corrija esto.

Con todo lo anterior finalizado, se planteará un diseño de horno con todos los cambios necesarios.

Una vez diseñado del horno, se evalúa la posibilidad de usar más quemadores, o mantener la cantidad actual pero alimentados con aire enriquecido con oxígeno. Se evaluará cómo cambiarían el diseño, el OPEX, las emisiones y la SSO de los trabajadores.

A partir de todo el trabajo anterior, se propone una nueva práctica operacional, con énfasis en la salud y seguridad operacional de los trabajadores que se ven involucrados en el proceso.

Se realiza un análisis de los resultados mediante matrices de evaluación de criterios técnicos, económicos, de seguridad y ambientales, en la cual se ven los siguientes parámetros:

- Técnicos: Control de flujo másico de combustible, temperatura de llama, facilidad de mantenimiento, mezcla aire – combustible, suministro de combustible – aire.
- Económicos: costo de combustible, disponibilidad de combustible, costo operacional.
- Seguridad: seguridad de operación, manejo de combustible, seguridad de los empleados.
- Ambiental: emisiones, sustentabilidad de la opción, impactos ambientales, consumo de combustible.

4.1. Levantamiento de datos

Se programa una visita a terreno el 14 de junio, donde se recoge toda la información sobre el proceso que se lleva a cabo para la fusión de concentrados gravimétricos de oro. Se evalúa el estado de los equipos y los parámetros de funcionamiento de cada uno. Se realiza el primer contacto con los trabajadores de la mina.

4.2. Revisión Bibliográfica

Se investiga en artículos, memorias, y archivos digitales el funcionamiento actual de la fusión de oro en el mundo, reconociendo las tecnologías actuales, los principales parámetros que afectan el proceso y el estado del negocio en Chile.

4.3. Identificación de parámetros claves para el OPEX

Se identifican los parámetros claves que influyen en el costo operacional de la fusión. Es necesario comparar con el caso base, y observar cómo y cuánto afectan a la operación, para así generar una propuesta de cambio que permita optimizar el proceso.

4.4. Diseño del horno

Se realizan dos diseños de horno, variando la geometría del horno a una cilíndrica, que permita homogeneizar la distribución del calor.

En el primer diseño se varía el enriquecimiento de oxígeno, y se realiza una estimación de variación del OPEX al incluir esta nueva componente. Por otra parte, el segundo diseño mantiene los parámetros operacionales previos, pero aumenta la cantidad de quemadores a cuatro.

Para realizar el diseño es necesario definir ciertos parámetros operacionales, tales como los flujos máxicos de combustible, gases, aire enriquecido y concentrado; las pérdidas de calor que pueden ocurrir, ya sea por paredes, techo, solera, calentamiento, o en los gases de escape; la temperatura que se desea mantener tanto en la llama como en el horno.

5. Propuesta de trabajo

A partir de los antecedentes y revisión bibliográfica presentadas en las secciones anteriores, se plantea un polígono operacional para la minimización del OPEX de la fusión, el cual se compone de los parámetros que más influyen en los costos.

Se infiere desde la literatura que los parámetros más relevantes para el OPEX de fusión son:

- Tipo de fundente y proporción fundente-concentrado: influye en el punto de fusión del concentrado, lo que implica variación en el consumo de combustible, impactando directamente en los costos operacionales.
- Pérdidas de calor: debido al estado del horno, existen pérdidas de calor masivas, no calculables debido a la falta de información. Sin embargo, se sabe que esto influye directamente en el OPEX, dado que, a mayor cantidad de calor emitido al medioambiente, no solo pueden existir problemas de seguridad para los trabajadores, sino que se requiere mayor cantidad de combustible para suplir el calor perdido por convección y radiación.
- Tipo de combustible utilizado: se utiliza una mezcla de gas propano y butano (GLP), marca Abastible, sin enriquecimiento de oxígeno ni reformación, lo cual aumenta la cantidad de combustible utilizado.
- Temperatura de fusión: mientras más alta la temperatura que se requiere para fundir el concentrado, se debe utilizar más combustible.
- Tipo de horno: debido a la geometría actual del horno (paralelepípedo), la transferencia de calor por radiación ocurre de forma radial, y por ende las paredes del horno no se calientan de forma homogénea; además, se generan puntos de intersección entre el calor generado por los dos quemadores, lo que podría implicar, pudiendo generar puntos de sobrecalentamiento, y poca uniformidad de la temperatura en el ambiente.

Para generar la propuesta de mejora en minera El Bronce, se seleccionan los parámetros que más se relacionan con el caso base, los cuales son:

- Pérdidas de calor, generadas por el estado y geometría del horno: existen pérdidas principalmente por convección y radiación, que ocurren debido a dos factores; por las zonas del horno que tienen una brecha hacia el exterior (principalmente en las tapas), y por la chimenea de evacuación de gases. Se planea abarcar este problema mediante el diseño del nuevo horno.
- Combustible utilizado: se escoge el GLP, debido a sus bajos niveles de emisión de contaminantes en comparación con los otros combustibles. Se define por literatura un rango de flujo, pero se debe evaluar mediante experimentos la razón aire-combustible óptima, que permita disminuir el gasto operacional.

- Alimentación al horno: se define el tipo de fundentes por utilizar en base a lo encontrado en la literatura, Bórax, Sílice, Carbonato de Sodio, y Nitrato de Potasio, con el fin de tener escorias borosilicatadas, con la fluidez y viscosidad adecuada. Se debe considerar la presencia de impurezas en el concentrado, la cual es entregada por la mineralogía; se estudia el caso específico del Azufre.

Para realizar el nuevo diseño de horno, se deben definir las características que este tendrá:

- Tipo de horno: estructura con geometría cilíndrica tipo crisol no basculante, con envolvente de 3 capas; ladrillo refractario, ladrillo aislante y cubierta de acero. Este tipo de geometría permite distribuir de mejor forma el calor.
- Combustible por utilizar: GLP.
- Fusión discontinua (por lote), debido a la cantidad de minerales que se trata en la mina.
- Chimenea para extracción de gases durante la fusión, cilíndrica, diámetro de 30 [cm].
- Evaluar un diseño de cuatro quemadores, o dos con enriquecimiento de oxígeno.
- Evaluar incorporación de tratamiento de calentamiento y enfriamiento en cada fusión.
- Incorporación de sensores de temperatura para el sistema de control: medición por termocupla en la llama.
- Utilizar un quemador de calentamiento directo, llama abierta, con mezcla de combustible y aire en la boquilla (por convección), y restricción en la salida.
- Utilizar un sistema de tratamiento de gases Scrubber.

Se define la temperatura operacional a 1027°C, y temperatura de llama a 1000°C, de acuerdo con la Ecuación 8.

$$T_{interna} = 0.377 * T_{llama} + 650$$

Ecuación 8. Temperatura de fusión

DIMENSIONES DEL HORNO

Se estima una extracción de 5,000 [t/mes] de mineral, con una ley de 5 [g/t] de Oro (25 kg de Oro contenido). Este pasa por chancado sin alteraciones de masa, y luego por molienda, donde se agrega agua hasta formar una pulpa con Cp de 65%; es decir, se producen 7,692.31 [t/mes] de pulpa.

La pulpa pasa por el hidrociclón, donde el 2% del mineral sale por el underflow (123,08 [t/mes] de mineral seco), con un Cp de 80%, enviando 153.85 [t/mes] a concentración gravimétrica.

Se propone un cambio en el proceso original, en el cual, tanto el concentrado gravimétrico generado por el equipo K-Nelson, como el concentrador Falcon, sean enviados directamente a la mesa Gemini, evitando de esta forma utilizar Mercurio. Los equipos de concentración gravimétrica filtrarán 1.69 [t/mes], con un Cp de 80%. Este producto pasará a la mesa Gemini.

Se conoce la cantidad aproximada de concentrado que se recupera por agitación (2.5%) en la mesa Gemini para ser secada, valor que da 41.31 [kg/mes], con un Cp de 80% (33.05 kg/mes de mineral seco). En secado, se reduce la humedad a un 8%, lo que da un total de 35.69 [kg/mes] de concentrado que pasa a fusión.

Tomando una razón de 2.5 entre cantidad de fundente y concentrado gravimétrico, se tienen 89.23 [kg/mes] de mezcla de fundentes. Se realizarán 10 fusiones al mes, cada una con carga 12.5 [kg], llenando 90% del crisol (carga máxima).

Dado que se mantiene la misma cantidad de concentrado por tratar, no es necesario cambiar el volumen interior del horno, solamente su geometría. El diseño actual tiene una altura de 37 [cm], 41 [cm] de ancho y 53 [cm] de largo, dando un volumen interior de 80,401.0 [cm³], o 0.08 [m³]; para simplificar los cálculos, se aproxima el volumen interior a 0.1 [m³].

A partir del valor obtenido, se plantea la Ecuación 9, que representa el volumen de un cilindro:

$$\pi r^2 h = 0.1 [m^3]$$

Ecuación 9. Volumen de un cilindro

Siendo r el radio del cilindro y h la altura. La fórmula del volumen de un cilindro se iguala al volumen interior del horno.

Despejando las variables, queda la expresión:

$$r^2 h \approx 31,831 [cm^3]$$

Teniendo en cuenta que la altura anterior era 37 [cm], se define h = 40 [cm] en el diseño cilíndrico. Reemplazando este valor en la ecuación, se obtiene:

$$r^2 = 795.78 [cm^2]$$

Lo que entrega un valor de r = 28 [cm].

Luego, se determina el volumen real que debe tener el horno (Ecuación 10). Para esto, se asume una capacidad de llenado al 90% de cada crisol (C_{max}), un factor de seguridad (FS) de 1.3.

$$Volumen\ real = \frac{volumen\ carga}{\frac{C_{max}}{FS}}$$

Ecuación 10. Volumen real del horno

$$Volumen\ real = \frac{0.1[m^3]}{\frac{90\%}{1.3}} = 0.14 [m^3]$$

Con esta información, se puede calcular el radio del horno.

$$Volumen\ real = \pi * r^2 * (1.2 * r)$$

$$r = \sqrt[3]{\frac{Volumen\ real}{\pi * 1.2}} = [m]$$

$$r = 0.33 [m]$$

Con lo que se obtiene una altura de 0.41 [m].

En la Figura 25 se observa el diseño del horno.

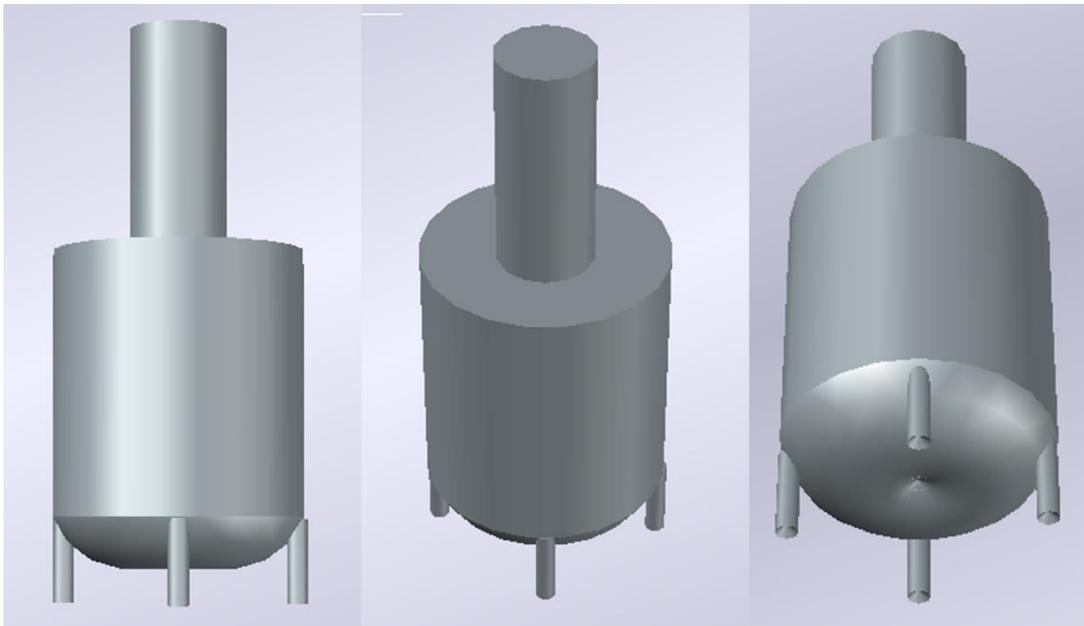


Figura 25. Diseño horno

Para el tipo de quemador, se escoge un diseño estándar, del tipo “llama abierta” (no confinada), con mezcla en la boquilla y restricción de aire a la salida, pues permiten tener un mayor rango de temperatura y flujo. Además, al tener restricción aumenta la velocidad de salida, y se requiere menos exceso de aire. El diseño se observa en la Figura 26.

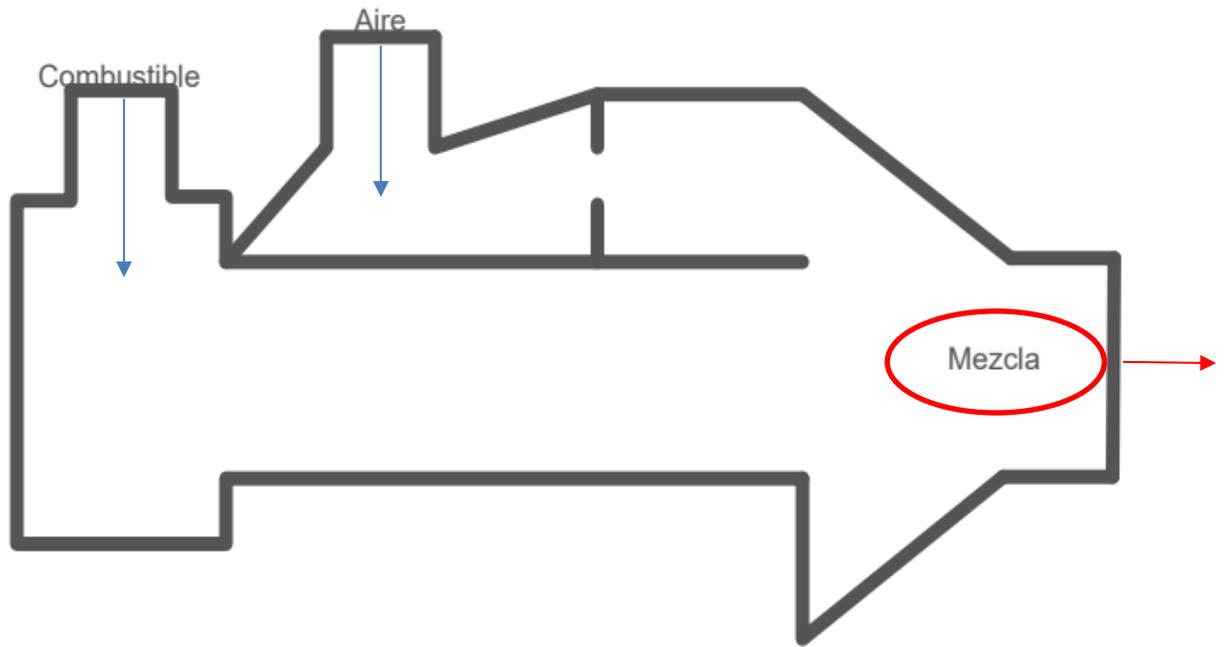


Figura 26. Diseño quemador

Asumiendo una proporción de 30% de propano y 70% de butano para el GLP, se tienen los parámetros del combustible y los gases que provoca la combustión, observables en las Tablas Tabla 17 y Tabla 18.

Tabla 17. Parámetros del combustible

Parámetro	Valor	Unidad
Densidad	2.5	kg/m ³
Lower heating value Hi	31.8	kWh/m ³
Higher heating value Hs	34.5	kWh/m ³
Mínimo requerimiento de aire Lmin	28.8	m ³ /m ³ ($\lambda=1$)
Gas/Aire ratio λ	1	

Tabla 18. Gases de combustión

Gases de combustión	Valor	Unidad
CO ₂	14.4	%
N ₂	85.6	%
Volumen gases secos	26.6	m ³
H ₂ O	5.07	m ³
Volumen gases húmedos	31.6	m ³
Densidad gases húmedos	1.27	kg/m ³

Según la mineralogía presente en el yacimiento, se debe escoger el o los fundentes adecuados. En el caso de que estos contengan como impurezas metales bases oxidados, las mejores opciones para tratar son Bórax, Sílice, Carbonato de Sodio, y Nitrato de Potasio.

Un aspecto importante por considerar es la relación de fundentes con la mineralogía; específicamente, cómo afecta la presencia de Azufre a la cantidad y tipo de fundentes necesarios. Para oxidar el concentrado gravimétrico, se aumenta la cantidad de Carbonato de Sodio y Nitrato de Potasio, teniendo cuidado con este último, ya que, si bien aumenta la ley del metal Doré, disminuye más la recuperación de Oro.

Tomando un rango de presencia de Azufre entre 2 a 10%, se determina que la razón fundente-concentrado gravimétrico varía entre 0.2 y 1 para el Carbonato, y entre 0 y 1.2 para el Nitrato de Sodio. Si se tiene en cuenta que el concentrado promedio utilizado en cada fusión es de 3.569 [Kg], se observa la cantidad de fundente necesaria en la Tabla 19.

Tabla 19. Cantidad de fundentes

Presencia de S	10%	2%
Masa de Azufre	$10\% * 3.569 = 0.36$	$2\% * 3.569 = 0.07$
Masa de Carbonato de Sodio	$10\% * 3.569 = 0.36$	$0.2 * 2\% * 3.569 = 0.014$
Masa de Nitrato de Sodio	$1.2 * 10\% * 3.569 = 0.43$	0

Por otro lado, la presencia de Bórax y Sílice es sumamente importante, ya que se desea tener escorias borosilicatadas. Debido a esto, se debe fijar una razón inicial entre Bórax y el concentrado gravimétrico de 1.5, y entre Sílice y concentrado, de 0.08.

Los rangos y valores correspondientes a la cantidad necesaria de fundente fueron encontrados en otro caso de fusión, por lo que es necesario realizar pruebas al respecto, aplicadas al contexto mineralógico de la Mina El Bronce.

Se decide continuar utilizando GLP, ya que, en comparación a otros combustibles, es el que emite menos contaminantes al medio ambiente, y posee un gran poder calorífico, lo que se traduce en más energía generada por cantidad de masa. La razón propano-butano para este combustible está alrededor de 70-30. Si bien se deben realizar fusiones experimentales para determinar el flujo adecuado de combustible, los valores comunes se encuentran entre 25 a 40 [L/min].

En cuanto al flujo de aire que se debe utilizar en la combustión, los valores típicos se encuentran en el rango 180-280 [L/min], pero se debe corroborar experimentalmente.

Se puede complementar los flujos de aire y GLP con Oxígeno puro, con un flujo de 0 a 3 [L/min], aumentando la eficiencia de la combustión, lo que disminuye el tiempo necesario para fundir.

AMALGAMACIÓN CON MERCURIO

Debido al contexto ambiental actual, se plantea detener el tratamiento de concentrado proveniente del equipo Falcon con Mercurio, pasando directamente a la fusión. De esta manera, se protege tanto a los trabajadores como al medioambiente de la inhalación o contaminación con este elemento; cabe destacar que, según el convenio de Minamata, se debe dejar de utilizar el Mercurio en operaciones.

ESTIMACIÓN DE PÉRDIDAS DE CALOR

Pérdidas de horno actual

Para los cálculos, se asume como temperatura operacional 1000°C, mientras que la temperatura ambiente es de 25°C.

La determinación del área por la que se pierde calor se puede observar en ANEXO .

- Conducción: Se tienen 3 capas (ladrillo refractario, ladrillo aislante y acero). Dado el bajo espesor de la última, se descarta. Se utiliza la Ecuación 1 para el cálculo de pérdidas de calor.

$$Q = \frac{(1273.15 - 298.15)}{\frac{0.0635[m]}{0.53 \left[\frac{W}{mK} \right]} + \frac{0.0635[m]}{0.25 \left[\frac{W}{mK} \right]}} = 3.43[kW] = 2.954 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

- Convección: existe la pérdida esperada y la pérdida causada por las zonas de fuga de gases en el horno. Se asume un radio de 15 cm para el tubo de gases.

Dado que, para gases por convección, h_{prom} , coeficiente de convección, toma valores entre 5 y 25 $[W/m^2K]$, se asume un valor de 15. Se utiliza la Ecuación 3 para calcular las pérdidas de convección.

Pérdida por convección esperada:

$$Q = 15 \left[\frac{W}{m^2K} \right] * (0.15[m])^2 * \pi * (1,273.15[K] - 298.15[K]) = 1.03[kW] = 889.05 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

Pérdida por fuga de gases:

$$Q = 15 \left[\frac{W}{m^2K} \right] * 0.0196[m^2] * (1273.15[K] - 298.15[K]) = 286.65[W] = 246.52 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

- Radiación: Existe la pérdida esperada, y aquella producida por las fugas de gases; ambas se calculan con la Ecuación 4. Se asume para ambos casos una emisividad de 0.6 para los ladrillos refractarios.

Pérdida esperada:

$$Q = 0.6 * 5.67 * 10^{-8} \left[\frac{W}{m^2 K^4} \right] * (0.15[m])^2 * \pi * (1273.15[K]^4 - 289.15[K]^4) = 6.3[kW]$$
$$= 5.417,21 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

Pérdida por fuga de gases:

$$Q = 0.6 * 5.67 * 10^{-8} \left[\frac{W}{m^2 K} \right] * 0.0196[m^2] * (1,273.15[K]^4 - 298.15[K]^4) = 1.75[kW]$$
$$= 1,502.10 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

En total, se tienen pérdidas de 11,008.88 [kcal/h], equivalentes a 46,061.15[kJ/h].

Pérdidas del horno propuesto

Se calcula la tasa de pérdida de calor por conducción (Ecuación 2).

$$Q = \frac{2\pi Lk(T_1 - T_2)}{\ln\left(\frac{r_2}{r_1}\right)} = 2\pi * 0.41[m] * 0.76 \left[\frac{W}{mK} \right] (1,273.15 - 298.15)[k] = 1.91[kW]$$
$$= 1,641.65 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

Utilizando la Ecuación 3 para el cálculo de pérdidas por convección en el horno, se obtiene:

$$Q = 15 \left[\frac{W}{m^2 K} \right] * \pi * (0.15^2)[m^2] * (1273.15 - 298.15)[K] = 1.03[kW] = 889.05 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

Finalmente, se calculan las pérdidas por radiación (Ecuación 4).

$$Q = 0.6 * 5.67 * 10^{-8} \left[\frac{W}{m^2 K^4} \right] * 0.071[m^2] * (1273.15^4 - 298.15^4)[K^4] = 6,33[kW] =$$
$$5,441.28 \left[\frac{kcal}{h} \right]$$

En total, el horno propuesto tendría pérdidas de 7,971.98[kcal/h], o 33,354.76 [kJ/h], lo que corresponde a una disminución del 27.6% en las pérdidas con respecto al caso base.

Al conocer las pérdidas de calor, se puede calcular la cantidad necesaria de combustible tal que compense la energía disipada, dado que se dispone del poder calorífico del butano y el propano (Tabla 20).

Tabla 20. Poder calorífico de combustibles

Compuesto	Poder calorífico promedio	
	kcal/kg	kJ/kg
Propano	11,567	48,396.33
Butano	11,402.5	47,708.06

Para el caso del horno actual, se deben generar 46,061.15 [kJ/h] para compensar las pérdidas de calor. Tomando una proporción de 30% propano, y 70% butano, el primero debe producir 13,818.35 [kJ/h], para lo que se necesitan aproximadamente 0.3 [kg/h] de combustible, mientras que el butano debe producir 32,242.81 [kJ/h], para lo que se requiere cerca de 0.7 [kg/h] del hidrocarburo.

En el caso del horno propuesto, se requieren aproximadamente 0.2 [kg/h] de propano, y 0.5 [kg/h] de butano.

6. Análisis de los resultados

Uno de los principales problemas al momento del diseño consiste en la falta de información sobre la composición de los concentrados gravimétricos de oro a tratar; sin conocer los elementos presentes, es complejo escoger el tipo de fundente a utilizar o la cantidad adecuada para optimizar la fusión.

Los parámetros que afectan en mayor medida el OPEX se escogen a partir de lo encontrado en la literatura al respecto y un análisis de la información recopilada; para determinar más específicamente los valores de pérdidas de calor, rendimiento de combustible y la proporción de fundente, se deben realizar mediciones durante la fusión de concentrados gravimétricos.

Se escoge una geometría cilíndrica para el diseño del horno debido a que permite una transmisión de calor más uniforme dentro de la cámara en el eje radial; la ubicación de los quemadores en la base del horno se define con el fin de evitar puntos de sobrecalentamiento.

El combustible GLP se define como alimentación para el quemador debido a sus bajas emisiones de contaminantes como gases NO_x o SO_2 . Si bien se necesita agregar aire para realizar la mezcla en el quemador, los flujos de alimentación se deben determinar mediante fusiones experimentales, donde se puedan realizar mediciones de la temperatura de llama, cámara y tiempo de fusión. Además, se debe evaluar el flujo de Oxígeno que optimice la fusión. Una opción para la optimización en el uso de combustibles es reformar el GLP, para generar Hidrógeno y utilizarlo como combustible.

Se dimensiona el horno de forma tal que el tonelaje extraído durante un mes se funda en dos cargas de forma seguido; esto, con el fin de aprovechar el calor remanente de la primera fusión en la segunda, disminuyendo el gasto de GLP, y, por ende, el OPEX. Debido a lo anterior, queda un horno con dimensiones y capacidad de tratamiento bastante mayor a la original, puesto que el horno original estaba preparado para tratar 12 [Kg] de carga por fusión, y el proceso completo tardaba aproximadamente 3 días.

Existe una limitación al momento de escoger el horno de fusión, ya que se decide mantener el mismo tipo que existe actualmente, solo que modernizado, debido al costo que implica la construcción y la cantidad de mineral tratado en cada fusión. Se tiene una oportunidad de mejora al respecto, donde se puede evaluar el efecto de utilizar otro equipo adaptado a la cantidad de concentrado que se requiere tratar por lote; cabe destacar que, al ser una empresa de pequeña minería, y de acuerdo a los métodos de extracción que posee la mina, junto a la cantidad de recursos y concentración de Oro en el yacimiento, se requeriría un gran cambio en los equipos y tecnología utilizada para lograr un aumento en el ritmo de extracción, por lo que no se considera viable.

Se escoge el tipo de quemador según la facilidad de uso y la velocidad de salida de la mezcla combustible-aire, ya que permite una mayor uniformidad de temperatura en la cámara de fusión y se alcanza la temperatura requerida en menor tiempo. Sin embargo, se debe tener cuidado con la

cercanía de la llama al concentrado, por lo que se opta por un espacio entre el quemador y el concentrado, denominado receso.

Si bien se realiza un análisis teórico basado en literatura de los fundentes que se utilizan para la fusión de concentrados gravimétricos de oro, existe una componente experimental que no se puede llevar a cabo debido a falta tanto de presupuesto como de concentrados, por lo que la razón entre fundente y concentrado se plantea en base a experimentos anteriores con procesos similares, tanto en mineralogía como equipos y cantidad tratada. El objetivo de la mezcla, sin embargo, será tener escorias borosilicatadas.

El efecto del fundente influye en el OPEX tanto de manera directa (costo de fundentes), como indirecta; esto último, ya que impacta en la temperatura de fusión del concentrado gravimétrico, y por ende en la cantidad de combustible que se debe utilizar para lograr el cambio de estado del mineral. Según la mineralogía del concentrado, la cantidad óptima de fundentes como el Carbonato de Sodio o Nitrato de Potasio puede variar, ya que, al tener propiedades oxidantes, se puede utilizar mayor cantidad si existe alto contenido de sulfuro en el concentrado gravimétrico. En el caso de poseer Sílice, se puede agregar más Carbonato de Sodio, ya que la mezcla reacciona con los óxidos y los separa del metal.

Cabe destacar que, debido a sus propiedades desulfidizadoras u oxidantes, a medida que existe más presencia de Azufre en el concentrado, se requiere añadir más Carbonato de Sodio o Nitrato de Potasio. Es importante tener un equilibrio entre estos dos fundentes, ya que, si bien se busca aumentar la ley de la fase metálica en la fusión, es importante mantener la recuperación de Oro en niveles aceptables (80-90%).

El cambio de la geometría del horno, junto con una reparación en las grietas que generan mayor pérdida de calor, significan disminuir en un 27.6% la producción de calor; es decir, una disminución del OPEX por consumo de gasolina. En el caso de únicamente realizar una mantención al horno, se perderían 7,314.47 [kJ/h], lo que equivale a 15.88% de la pérdida total.

Eliminar el proceso de amalgamación puede ser bastante complejo, más aún en pequeña minería, donde no se encuentran los recursos suficientes en la mayoría de los casos para cambiar esta parte del proceso por otra con menor impacto ambiental; sin embargo, minera El Bronce posee una segunda línea de tratamiento, en la cual utilizan un concentrador K-Nelson y una mesa Gemini. Existe la posibilidad de seguir un tratamiento similar en la segunda línea de tratamiento, pasando del concentrador Falcon a la mesa concentradora, y luego directamente a fusión; esto evitaría el uso de Mercurio, logrando de esta manera cumplir con los reglamentos ambientales y el convenio de Minamata; sin embargo, se debe evaluar el efecto en la calidad del concentrado y del producto al aplicar este cambio, con el fin de no reducir la recuperación de Oro ni su concentración en el Metal Doré.

Puede ser necesario incorporar una mantención de los crisoles, limpiando los restos que se acumulen en el fondo, alargando así su vida útil. Dado que se utilizan crisoles de grafeno, queda

como oportunidad de mejora evaluar los efectos de cambios en los fundentes, de forma que se mantenga la recuperación de Oro, pero disminuyendo el daño al recipiente.

Un aspecto importante por considerar es el efecto que tienen los fundentes en los crisoles, ya que existen casos en los que afectan al mineral, disminuyendo su vida útil, lo cual se traduce en un aumento en los costos operacionales, ya que se deben comprar más crisoles.

7. Conclusiones

Se identifican los parámetros operacionales que influyen en el OPEX. tales como la cantidad y tipos de fundentes que se agregan al concentrado, dado el impacto en la cantidad de combustible necesaria para alcanzar y mantener la temperatura operacional; las pérdidas de calor por radiación y conducción dentro del horno, pues implican un mayor gasto de GLP; combustible utilizado, pues de acuerdo con el poder calorífico que posee es el calor que puede transmitir por litro de gas. Todos estos factores influyen, además, en las emisiones al medioambiente, ya que determinan el tipo de gases que se producirán con la combustión y la fusión del concentrado gravimétrico.

Se reconocen las principales pérdidas de calor en el horno actual de Mina El Bronce; existen grandes pérdidas por convección y radiación, debido a las zonas en que el horno no se encuentra sellado de forma adecuada por problemas estructurales; además, se presentan pérdidas por conducción, consecuencia de los problemas de aislamiento generados por la falta de mantención, donde los ladrillos aislantes se encuentran rotos.

La deficiencia estructural del horno no solo provoca aumentos en el OPEX, sino que también representa riesgos de salud y operacionales para los trabajadores, ya que se exponen a mayores temperaturas de las que deberían, y existe fuga de gases por las zonas mal selladas, que pueden ser inhalados o entrar en contacto con el personal a cargo de la operación.

Otro aspecto que representa un riesgo importante en la SSO es la utilización de Mercurio para la amalgamación de concentrados gravimétricos; no todo el elemento es recuperado, y existen posibilidades de que este se disperse en el medioambiente y dañe no solo a los trabajadores, sino también flora y fauna.

Si bien el horno propuesto como diseño permite, en teoría, disminuir las pérdidas de calor al mejorar la estructura, y promueve una mejor distribución del calor en la cámara, logrando una temperatura más homogénea al interior de la estructura, existe una oportunidad de mejora, en la cual, con mayor presupuesto, se puede estudiar el uso de otro tipo de horno de fusión que cumpla con los requerimientos actuales de una forma más eficiente.

Es necesario realizar pruebas de laboratorio para confirmar la efectividad de la propuesta del nuevo horno y para determinar la razón exacta de fundente-concentrado que optimice el proceso de fusión, pues en la situación actual solo es posible establecer rangos y diseños de acuerdo con la información encontrada en la literatura. Como recomendación de trabajo futuro, se pueden realizar pruebas de fusión para diferentes mezclas de concentrado y fundente.

El GLP ha demostrado ser un combustible bastante favorable en términos medioambientales, pues es el que emite menos gases nocivos. Sin embargo, en términos de generación de calor, comprar gas licuado en empresas que distribuyen para el consumo en el hogar puede significar un aumento en los costos; es por esto que se propone evaluar la reformación del combustible, lo que permitiría generar mayor energía con menor cantidad de emisiones de gases a la atmósfera.

- Díaz, Y. (2019). *ResearchGate*. Obtenido de Intercambio de calor y calentamiento en hornos y equipos pirometalúrgicos: https://www.researchgate.net/publication/330116850_INTERCAMBIO_DE_CALOR_Y_CALENTAMIENTO_EN_HORNOS_Y_EQUIPOS_PIROMETALURGICOS
- Fábrica de ideas. (2014). *Fábrica de ideas*. Obtenido de El proceso del oro de principio a fin: <https://fabricadeideas.pe/wp-content/uploads/2014/04/ProcesosYanacocha.pdf>
- Flores, E. (2014). *Diseño y construcción de un horno de crisol para aleaciones no ferrosas*. Obtenido de <https://ri.ues.edu.sv/id/eprint/6320/1/Dise%C3%B1o%20y%20construcci%C3%B3n%20de%20un%20horno%20de%20crisol%20para%20aleaciones%20no%20ferrosas.pdf>
- Flores, K. (2023). *MINERALIZACIÓN Y ALTERACIÓN DE LA VETA EL BRONCE, DISTRITO EL BRONCE DE PETORCA, REGIÓN DE VALPARAÍSO, CHILE*.
- Garay, Á., López, G., Vila, V., & Verdi, H. (s.f.). *Academia.edu*. Obtenido de https://www.academia.edu/33618910/COMBUSTI%C3%93N_EN_HORNOS_DISTINTOS_TIPOS_DE_COMBUSTIBLE
- GARCÍA, E. Y. (2014). *DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE UN HORNO DE CRISOL PARA ALEACIONES NO FERROSAS*. San Salvador: Universidad del Salvador.
- Gonzalez, A. (s.f.). *Academia.edu*. Obtenido de Hornos resistencia pérdidas calor: https://www.academia.edu/8952609/Leccion2_Hornos_Resistencia_PERDIDAS_CALOR
- Hernández, Y. D. (2018). INTERCAMBIO DE CALOR Y CALENTAMIENTO EN HORNOS Y EQUIPOS PIROMETALÚRGICOS. En Y. D. Hernández, *eoría Y fundamentos de hornos en la industria de materiales* (pág. 44). La Habana.
- Integrated Global. (s.f.). *Revestimientos de Alta Emisividad para Superficies Refractarias de Calentadores*. Obtenido de IGS: [https://integratedglobal.com/es/services/revestimientos-de-alta-emisividad-para-superficies-refractarias-de-calentadores/#:~:text=Los%20ladrillos%20refractarios%20aislantes%20\(IFB,de%20la%20manera%20m%C3%A1s%20eficiente.\)](https://integratedglobal.com/es/services/revestimientos-de-alta-emisividad-para-superficies-refractarias-de-calentadores/#:~:text=Los%20ladrillos%20refractarios%20aislantes%20(IFB,de%20la%20manera%20m%C3%A1s%20eficiente.))
- Jara, Á. (2020). *METODOLOGÍA DE DISEÑO DE HORNOS PARA TRATAMIENTO TÉRMICO DE DISTENCIONADO DE GRANDES PIEZAS FERROSAS DE MINERÍA*. Santiago.
- Jiménez León, B., & Wiesner Falconí, I. (Marzo de 2009). *ResearchGate*. Obtenido de <https://www.researchgate.net/publication/28793116>
- Jiménez, B., & Wiesner, I. (2006). Mejoramiento de operación de horno de fusión por medio del uso de quemadores de combustible mixto enriquecido con oxígeno. *Revista tecnológica ESPOL*, 6.

- Lázaro Hanco, L., & Abarca Phocco, J. F. (septiembre de 2015). *Repositorio Institucional UNSA*. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/8b692720-8ae6-4974-9a58-ce7ed04711c8/content>
- Leonel, L. H., & Abarca Phocco, J. F. (s.f.). *r.*
- Ministerio del Medio Ambiente. (2013). *DECRETO 28*. Santiago, Chile.
- MINISTERIO PARA LA TRANSICIÓN ECOLÓGICA Y EL RETO DEMOGRÁFICO. (s.f.). *Energía*. Obtenido de Gases Licuados de Petróleo: https://energia.gob.es/glp/Paginas/Index.aspx#:~:text=Ambos%20gases%20tienen%20un%20gran,y%20los%20hace%20muy%20pr%C3%A1cticos.&as_qdr=y15
- MORENO, A. A. (2020). *METODOLOGÍA DE DISEÑO DE HORNOS PARA TRATAMIENTO TÉRMICO DE DISTENSIONADO DE GRANDES PIEZAS FERROSAS DE MINERÍA*. Santiago.
- Paredes, E. C. (2015). *Optimización en la fundición de precipitados de oro y plata*. Perú.
- Pareja, A. B. (2019). *Operación del concentrado gravimétrico K-Nelson*. Cusco.
- Río Tinto. (2021). *Los boratos en la metalurgia del oro*. Obtenido de BoraxCorp: <https://www.borax.com/BoraxCorp/media/Borax-Main/Resources/Brochures/borates-gold-metallurgy-es.pdf>
- Santos Sobral, L., Chirinos Cuentas, J., Caldas Pynheiro, A., & Guerrero, J. C. (Noviembre de 2007). *entmme.org*. Obtenido de https://www.artigos.entmme.org/download/2007/hidrometalurgia-hidrometallurgy/1848%20-%20L.G.S.Sobral_J.C.Cuentas_A.C.Pynheiro_J.C.G.Barreto%20-%20TRATAMIENTO%20POR%20CIANURACI%C3%93N%20DE%20COLAS%20DE%20AMALGAMACI%C3%93N%20DE%20MINERALES%20OXIDADOS%20CON%20T
- Sepro Systems. (2023). *CONCENTRADORES GRAVIMÉTRICOS FALCON SB*. Obtenido de [Seprosystems.com](https://seprosystems.com): <https://seprosystems.com/language/es/products/concentradores-gravimetricos-falcon-sb/>
- SERNAGEOMIN. (2020). *SERNAGEOMIN*. Obtenido de Anuario de la minería de Chile: https://www.sernageomin.cl/pdf/anuario_de_%20la%20Mineria_de_Chile_2020_290621.pdf
- SERNAGEOMIN. (2022). *ANUARIO DE LA MINERÍA DE CHILE 2021*. Santiago.
- SuperbMelt. (2021). *SuperbMelt*. Obtenido de Gold And Jewellery Machinery Expert: <https://www.superbmelt.com/how-to-choose-gold-smelting-flux/>

- Universidad Nacional del Sur. (s.f.). *Transferencia de Calor*. Obtenido de http://www.fisica.uns.edu.ar/albert/archivos/21/254/2438481309_f1.pdf
- Valderrama, L., Chamorro, J., Olguín, D., Rivera, J., & Oyarce, J. (2012). *Amalgamación de concentrados de Oro obtenido en concentrador K-Nelson*. Obtenido de Revista Ingeniería: <https://revistaingenieria.uda.cl/Publicaciones/270005.pdf>
- Winkle, M. C. (4 de abril de 2023). *Biblioteca del Congreso Nacional de Chile*. Obtenido de https://obtienearchivo.bcn.cl/obtienearchivo?id=repositorio/10221/34140/1/Informe_N_04_23_Impactos_socioeconomicos_de_la_mineria_en_Chile.pdf
- Wotruba, H., & Hruschka, F. (1998). *Manejo Integrado del Medio Ambiente Agencia Suiza para el Desarrollo*. La Paz.

ANEXOS

ANEXO A

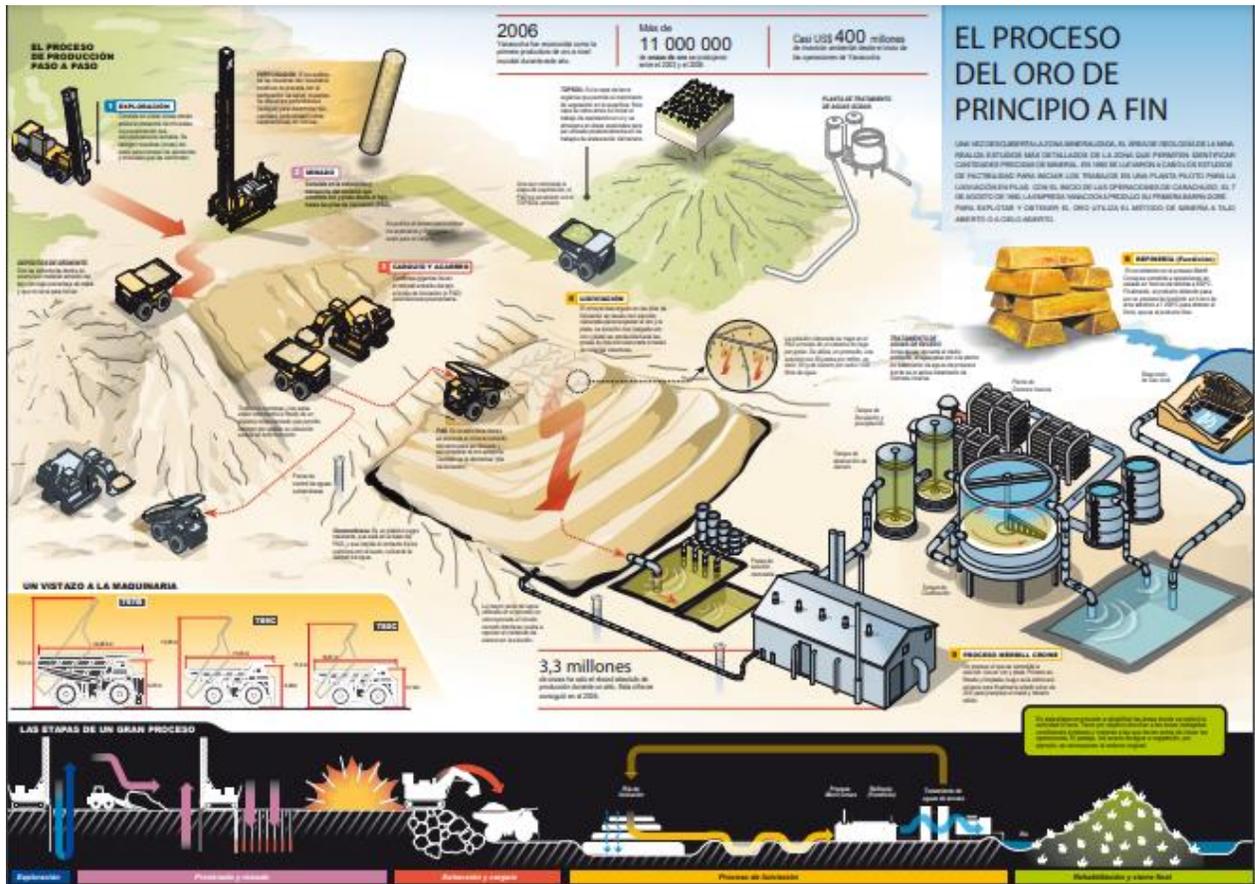


Figura 27. Diagrama del proceso del oro

ANEXO B

El proceso de chancado consiste en la disminución del tamaño de partículas y liberación de los elementos de interés de aquellos que económicamente no entregan ganancias. Existen diferentes tipos de chancado, cuya función es chancar a diferentes granulometrías las partículas (Figura 28):

- Chancado primario: recibe las colpas directo desde la mina. El tamaño de entrada de la roca puede alcanzar hasta 1.5 [m] de diámetro, y entrega mineral con una granulometría 20 [cm].
- Chancado secundario: dependiendo del tipo de circuito que tenga la mina y los equipos, puede ser necesario reducir el tamaño a 5 [cm].
- Chancado terciario: Es el último chancado al que se somete el mineral. Disminuye el tamaño de partícula bajo 1 [cm].

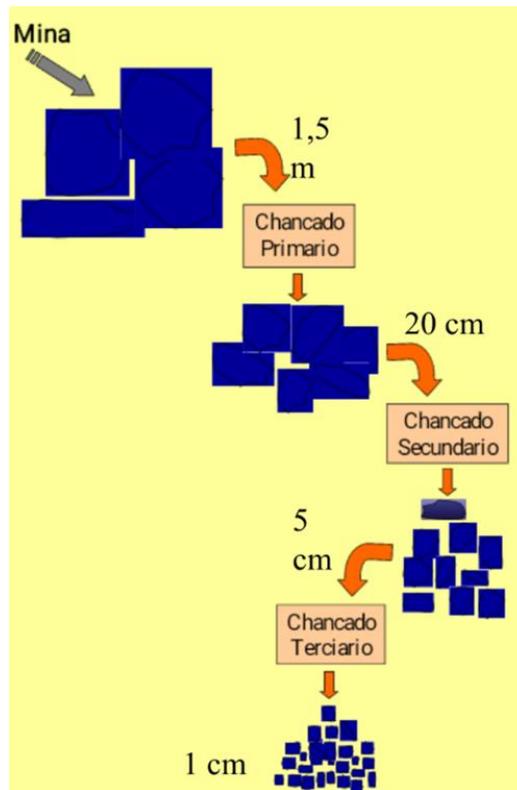


Figura 28. Chancado de mineral

ANEXO C

Se calcula el área por la que escapa el calor durante la fusión en el horno actual (Ecuación 11), con la geometría mostrada en la Figura 29. Se asume que el área de pérdida tiene un ancho de 2 [cm], de acuerdo con lo observado en fotografías del horno actual.

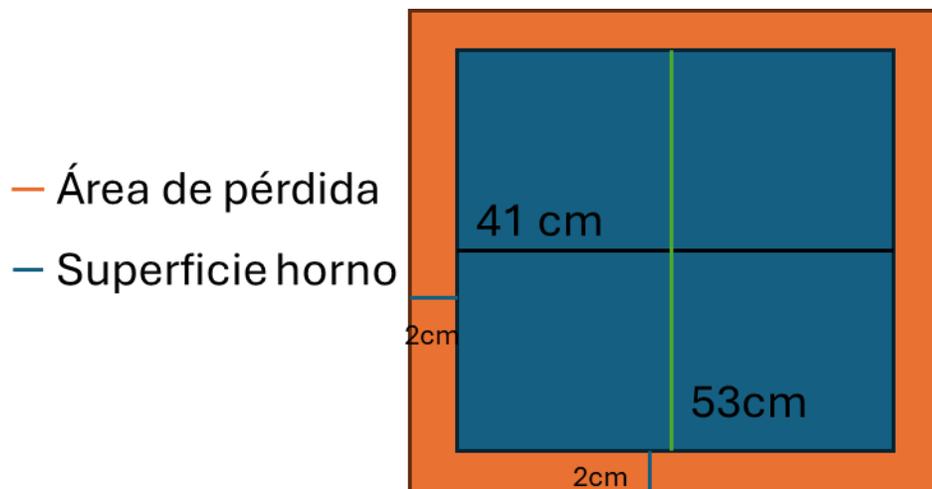


Figura 29. Esquema de vista en planta del horno

Se calcula el área de pérdida con la Ecuación 11.

$$A_{p\acute{e}rdida} = \frac{45[cm] * 57[cm]}{2} - \frac{41[cm] * 53[cm]}{2} = 196[cm^2] = 0.0196[m^2]$$

Ecuación 11. Área de un rectángulo