



EL SABER DE MIS HIJOS
HARÁ MI GRANDEZA

UNIVERSIDAD DE SONORA

FACULTAD INTERDISCIPLINARIA DE
INGENIERIA

DEPARTAMENTO DE
INGENIERÍA QUÍMICA Y
METALURGIA

**Lixiviación acida del precipitado de
Merril Crowe proveniente de PLD para
la eliminación del zinc y optimizar
procesos de fundición.**

Memoria de Prácticas Profesionales

Que para obtener el título de:

INGENIERO METALURGICO

Presenta

LUIS DAVID ARRIZON MONROY

Hermosillo, Sonora

Febrero 2024

Universidad de Sonora

Repositorio Institucional UNISON



**“El saber de mis hijos
hará mi grandeza”**



Excepto si se señala otra cosa, la licencia del ítem se describe como openAccess



EL SABER DE MIS HIJOS
HARÁ MI GRANDEZA

UNIVERSIDAD DE SONORA

DIVISIÓN DE INGENIERÍA

DEPARTAMENTO DE
INGENIERÍA QUÍMICA Y
METALURGIA

**Lixiviación acida del precipitado de
Merril Crowe proveniente de PLD para
la eliminación del zinc y optimizar
procesos de fundición.**

Memoria de Prácticas Profesionales

Que para obtener el título de:

INGENIERO METALURGICO

Presenta

LUIS DAVID ARRIZON MONROY

Hermosillo, Sonora

Febrero 2024

III

UNIVERSIDAD DE SONORA

VOTOS APROBATORIOS

Hermosillo, Sonora, a 26 de febrero de 2024.

DR. PAUL ZAVALA RIVERA
JEFE DEL DEPARTAMENTO
INGENIERÍA QUÍMICA Y METALURGIA

Por medio de la presente, nos permitimos informarle que los miembros del Jurado designado para evaluar su propuesta de Titulación por la Opción de Prácticas Profesionales con el Tema: **"LIXIVIACIÓN ACIDA DEL PRECIPITADO DE MERRIL CROWE PROVENIENTE DE PLD PARA LA ELIMINACIÓN DEL ZINC Y OPTIMIZAR PROCESOS DE FUNDICIÓN"**, presentado por:

LUIS DAVID ARRIZON MONROY.

La han revisado y cada uno de los integrantes da su VOTO APROBATORIO ya que cumple con los requisitos parciales para la obtención del Título de:

INGENIERO METALÚRGICO

26/02/2024
Fecha



DR. GUILLERMO DEL CARMEN TIBURCIO MUNIVE

26/02/2024



M.C. FABIÁN GUADALUPE CORONADO DE LA CRUZ

26/02/2024



M.C. JESÚS LEONEL SERVÍN RODRÍGUEZ

26/02/2024



DRA. MARÍA DE LOS ANGELES BRACAMONTES LANDAVAZO

Agradecimientos

Este trabajo es gracias principalmente a grupo fresnillo quienes fueron la empresa los cuales contaron conmigo para darles seguimiento a un proyecto que tenían tiempo queriendo implementar, quiero agradecer principalmente a dos personas dentro de esta empresa que son el ingeniero Jhonnatan Santoyo Loaiza quien fue la persona que siempre estuvo presente así como quien me ayudo y facilito todos los pendientes e ideas nuevas que se necesitaban para desarrollar este proyecto, también agradecer a el ingeniero Martin Alfredo Gerardo Rochin quien siendo gerente general de mina la herradura tuvo el tiempo de estar en contacto conmigo así como ponerme en el camino para empezar a trabajar en este proyecto. También agradecer a todo el personal que estuvo conmigo mientras se hacia este trabajo, siempre fueron de mucha ayuda además de que colaboraban y me ayudaban en todo lo relacionado al proyecto.

Agradecer también a mi familia, principalmente a mis padres quienes se han sacrificado para yo poder tener la oportunidad de estudiar una carrera, así como apoyarme todo el transcurso de mi etapa universitaria para poder concluirla.

Índice de contenido

| | |
|--|----|
| Introducción..... | 7 |
| Descripción del área de la institución en la que desarrolló la práctica..... | 8 |
| Justificación del proyecto realizado. | 9 |
| Objetivos del proyecto. | 10 |
| Problemas planteados para resolverlos..... | 10 |
| Alcances y limitaciones en la solución de los problemas..... | 10 |
| Fundamento teórico de las herramientas y conocimientos aplicados..... | 11 |
| Procedimientos empleados y actividades desarrolladas..... | 11 |
| Resultados obtenidos..... | 21 |
| Conclusiones y recomendaciones..... | 26 |
| Retroalimentación..... | 27 |
| Referencias..... | 28 |

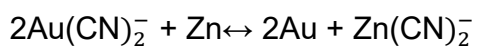
Índice de tablas

| | |
|---|----|
| Tabla 1. Resultados prueba 1 lixiviación ácida..... | 20 |
| Tabla 2. Resultados prueba 2 lixiviación ácida..... | 20 |
| Tabla 3. Resultados prueba 3 lixiviación ácida..... | 20 |
| Tabla 4. Resultados prueba 4 lixiviación ácida..... | 21 |
| Tabla 5. Resultados prueba 5 lixiviación ácida..... | 21 |
| Tabla 6. Resultados prueba 6 lixiviación ácida..... | 22 |
| Tabla 7. Resultados prueba 6 lixiviación ácida..... | 22 |
| Tabla 8. Resultados generales..... | 23 |
| Tabla 9. Análisis de escoria y muestras de doré..... | 24 |
| Tabla 10. Análisis muestra 3 doré..... | 25 |
| Grafica 1. Porcentajes de recuperación lixiviación acida..... | 25 |

Introducción.

El proceso de Merrill Crowe consiste en la precipitación/ cementación de oro y plata de una solución cianurada. La reacción se lleva a cabo con Zinc en polvo auxiliado por nitrato de plomo. Posteriormente el material precipitado se filtra y se funde para obtener el doré.

Una de las tantas expresiones usadas para describir globalmente la precipitación/ cementación es:



Dicho precipitado adicionalmente a los contenidos de Au- Ag cuenta con más metales considerados impurezas; como lo son el Zn, Cu, Pb Fe, de estos el que se encuentra con mayor presencia es el zinc, ya que se vuelve necesario para el proceso de cementación agregar un exceso de este para garantizar su reacción teniendo como efecto adverso que dichos metales acomplejen el proceso de fundición y refinación de Au-Ag, generando inicialmente la necesidad de utilizar más reactivo para su proceso de fundición y refinación., lo que conlleva a tener un mayor incremento en peso del precipitado por la relación de reactivo fundente que se implementa.

El proyecto que desarrollo busca tener disminución del contenido de zinc en el precipitado por medio de una lixiviación acida con H_2SO_4 en un reactor (nivel semi industrial), esta logra reducir el zinc e impurezas, así mismo disminuyendo el porcentaje en peso del precipitado y por lo tanto aumenta el grado de este mismo.

Con anterioridad a este proyecto se realizaron pruebas a nivel laboratorio en las cuales se lixivio el precipitado con ácido sulfúrico, las cuales las mejores pruebas arrojaron valores de recuperación de entre 94% y 99.75% de disolución del zinc.

Con estos resultados se tiene una base con la cual podremos comenzar a trabajar teniendo ya variables conocidas como es la concentración de ácido, porcentaje de sólidos en el precipitado y el volumen del reactor.

Descripción del área de la institución en la que desarrolló la práctica.

El proyecto se realizó en mina la Herradura, propiedad de grupo Fresnillo, ubicada en el municipio de Caborca Sonora. Se trabajó en planta Merrill Crowe, con mineral proveniente de las plantas de lixiviación dinámica que trabajan con mineral proveniente del tajo alfa centauro. Dentro de la planta Merrill nos ubicábamos en el área de precipitado, que es donde se pasa la solución por filtros cargados con tierra de atomiza, para retener todo el metal de interés en estos, y poder mandar este precipitado a fundir. De este precipitado listo, separamos un compuesto sin mezcla alguna de reactivos de fundición, para tener libertad de crear una relación de fundentes diferente.

El equipo con el que se trabajó es un tanque de aproximadamente 1800 L que se acondicionó para que funcione como reactor y llevar a cabo la lixiviación, también se utilizó un filtro prensa de un tamaño ideal para filtrar el precipitado que se lixivía en el reactor, también se cuenta con un segundo tanque que es utilizado para cargar el filtro prensa con la precapa, así también se cuenta con dos bombas que nos recirculan de un tanque a otro y de cualquier tanque a el filtro prensa y salida del filtro prensa a ambos tanques, se cuenta con entradas de agua fresca en ambos tanques y con los reactivos necesarios para llevar a cabo la lixiviación, tales como tierra de diatomea como precapa filtradora, ácido sulfúrico para la lixiviación, medidores de Ph y detectores de ácido cianhídrico en el reactor y por último percarbonato para neutralizar cualquier exceso que llegara a derramarse.

Justificación del proyecto realizado.

El presente proyecto fue asignado por parte de la empresa Fresnillo PLC, esto para dar seguimiento a una pequeña prueba a nivel laboratorio que se realizó de este mismo tema en el año 2019, está a nivel laboratorio se obtuvieron buenos resultados por lo cual se acondicionaron los equipos para poder realizarla a nivel semi industrial.

Con este proyecto se busca disminuir las penalizaciones económicas que se tienen por las impurezas presentes en las barras de dore que se entregan, siendo la mayor

impureza el zinc, debido a que en el contrato que se tiene con la empresa que funde el dore llamada Met-Mex, hay cláusulas que castigan por el nivel de impureza que tengan en la barra de dore, con este proceso se busca disminuir ese castigo que se ve reflejado en el pago por barra, así mismo es importante mencionar que es un proceso amigable con el medio ambiente ya que se disminuye el volumen de precipitado a fundir, lo que refleja menos tiempo de fundición, el cual se traduce a menos emisiones de gas a la atmosfera. Como conclusión se puede decir que el proyecto a beneficiado el aspecto económico como en el cuidado ambiental.

Objetivamente podría decirse que solamente se tendría agregar menos zinc para no tener ese nivel de impurezas, el problema está en que el exceso de zinc es necesario para el proceso de reducción, se agrega una cantidad considerable, se arriesga a que los metales no se reduzcan completamente y que no se asocien a este, una vez filtrando la solución y obteniendo el precipitado con alta ley es cuando se puede deshacer este exceso, donde de este punto en adelante el zinc es una impureza que no aporta nada y solo perjudica siendo una gran parte de nuestro volumen de precipitado total.

Objetivos del proyecto.

Reducir la concentración de impurezas en el precipitado, disminuir el % en peso del precipitado, facilitar los procesos de refinación y mejorar la calidad del dore para tener menos penalizaciones económicas. Así también como disminuir la cantidad de reactivos que se le agregan para fundir ya que es menos volumen de precipitado, normalmente se le agrega un 28% de peso extra al precipitado que ya se tienen, con el producto ya reducido este porcentaje se reduce a 25%, además de sumarle que la relación en peso es mucho menor lo cual el gasto de fundentes es menos en una menor cantidad de volumen.

Problemas planteados para resolverlos.

El principal problema que se enfrenta en este proyecto es juntar el mínimo de material a fundir que se pide en fundición (600 kg), con la capacidad que se tiene del reactor al principio no se podía extender de 90 kg de material para lixiviar, pero

se llevaron a cabo algunas mejoras en el equipo para poder duplicar esta capacidad en el reactor. Con dichas mejoras se podría juntar el material mucho más rápido y eficientemente con menos pruebas y facilitando estas mismas.

También a la creación de una nueva receta de fundentes, justificando el hecho de que esta debería cambiar al precipitado lixiviado que cuenta con leyes totalmente diferentes que se manejan actualmente. En base al cálculo y análisis del diagrama ternario de escoria de dore.

Alcances y limitaciones en la solución de los problemas.

Los principales problemas que se tuvieron fueron fallas en los equipos que se utilizaban para la lixiviación, así como los primeros resultados que se tuvieron al momento de las pruebas de fundición, los primeros fueron solucionados por parte de la empresa mandando personal de mantenimiento para instalar algunas mejoras y reparar fallas en los equipos como reactores y filtro prensa. El problema por parte de los resultados de fundición se solucionó cambiando la relación de fundentes, logrando obtener mejores resultados.

Fundamento teórico de las herramientas y conocimientos aplicados.

El fundamento teórico se basó en que se conoce la manera de lixiviar el zinc, combinando esto en saber cómo afecta este en refinación se decidió tratar de quitarlo en su totalidad antes de mandarlo a fundición, esto sabiendo que significaría menos volumen de precipitado la cual teóricamente beneficiaría al medio ambiente mandando menos gases a la atmosfera, así como teóricamente también se requiere menos reactivos para fundir el total de precipitado.

Procedimientos empleados y actividades desarrolladas.

Al inicio de este proyecto, se realizaron tres pruebas a nivel semi industrial, esto para conocer cómo se comportara las relaciones dadas por los resultados obtenidos en laboratorio, se manejaron diferentes relaciones de sólidos a diferentes contenidos de ácido sulfúrico, después de analizar cómo estas variaciones afectan a la recuperación de Zn se decidió que futuras pruebas de lixiviación se llevaran a

cabo con las condiciones siguientes; 10% de sólidos, 16 litros de H_2SO_4 por cada 98 kg de precipitado y a un volumen igual al 54% total de nuestro tanque reactor.

Para iniciar con la primera prueba se pesaron 98 kg de precipitado proveniente del composito que se tenía desde meses anteriores, este dato de tiempo afectara directamente a la recuperación, debido al cambio en el porcentaje de humedad de dicho primer composito a el que se formó después.

Este primer composito tenía mucho tiempo secándose, haciendo que su porcentaje de humedad sea casi cero, facilitándonos el peso de precipitado que se tendrá que verter para cumplir las condiciones dadas para nuestra primera prueba.

Posteriormente conociendo las condiciones con las que se realizara esta prueba se prepara el volumen del tanque para agregar la precapa, está siendo solamente 8 Kg de tierra de atomiza. Una vez la precapa debidamente batida se procede a agregarla al filtro presa para posteriormente ya que la lixiviación se haya realizado correctamente se pueda filtrar.

Ya con la precapa lista y con el reactor listo para la entrada de precipitado, se procedió a realizar un cálculo con la humedad de este, para que al final sean solamente 98 Kg de precipitado seco, debido a que el precipitado contaba con un porcentaje de humedad cercano a cero, se tomó la decisión de solamente agregar 98 kg, esto puede reflejar que teóricamente se debió agregar un poco más ya que en las lecturas de esta prueba se observó un considerable aumento con respecto con las demás, teniendo un promedio de 16 mil partes por millón a diferencia de las 15 mil que tienen las demás.

Ya con el precipitado agregado se busca tener un volumen del 54% del reactor, agregando los 98 kg de material junto con un poco de agua para mezclarlo bien se tenía un volumen del 30%, esto da margen para agregar el ácido y tener la libertad de agregar agua para evitar la formación de burbujas por la efervescencia al agregar el ácido a la solución. Con todo agregado solamente se procede a aforar con agua hasta alcanzar el nivel establecido.

El ácido se agregó de la siguiente manera, Calculando en base al total de precipitado se procede a agregar su correspondiente cantidad de H_2SO_4 , siendo esta de 16 litros. Para su vaciado se agrega en pequeñas cantidades evitando el desborde de solución vía burbujas, de esta nueva forma se puede tener controlado ese punto además de tener tiempo de respuesta entre una tanda de ácido y otra para reventar esta formación cal tener contacto con el agua.

Gracias a la presencia de detectores de ácido cianhídrico que se instalaron se observa que con este método de vaciado se generan menos gases tóxicos, más sin embargo estos todavía siguen están presentes. Para evitar esto se debería de agregar una bomba de vaciado de ácido, esto para proteger al personal como para controlar mejor la velocidad con la que se vierte.

Una vez la reacción iniciada se comenzar a tomar muestras de la solución mientras se agita, para determinar en qué tiempo la reacción tiene mejores recuperaciones, así como en qué punto se alcanza el punto óptimo de recuperación. Para tomar estas muestras se tomaban directamente del tanque reactor con ayuda de un muestreador de líquidos. tomando como ejemplo que la muestra inicial se tomó a las 10:00 Am la segunda muestra se tomó a las 10:20, la tercera 10:40, la cuarta 11:00, la quinta 11:20, la sexta 11:40, séptima 12:00, octava 13:00, novena 14:00, decima a 15:00 y la última a las 24 horas de iniciar la prueba.

Las muestras se almacenaron para su lectura, y con la reacción terminada se procede a filtrar la solución en el filtro prensa previamente cargado con precapa. Dándole un tiempo para que las placas estén completamente llenas de precipitado, una vez el filtro prensa este saturado se tiene que desprensar, asegurándose que todo lo que cae de las placas sea recolectado. Por el tamaño del filtro prensa no es capaz de retener todo el precipitado en una sola filtrada, así que se procede a disminuir sus placas a solo dos para filtrar lo que no se alcanzó a prensar. Una vez obtenido todo el precipitado lixiviado se toman muestras en cada una de las charolas cargadas, esto para su posterior análisis en laboratorio para determinar sus leyes y poder compararlas con las leyes del composito inicial.

Se procede a pasar estas charolas cargas con el precipitado a un horno de secado en donde se busca bajar el porcentaje de humedad nuevamente a cero, así se puede calcular el porcentaje de reducción que se tuvo. Obteniendo así un resultado de 15% de reducción.

una vez este se secó el precipitado, se procede a tomar una muestra para hacerle lectura igual en laboratorio, para después agregarlo a una tina en donde se está formando composito para todo el precipitado seco lixiviado que se está obteniendo.

Se le da seguimiento a las muestras tomadas de la solución en el reactor, las cuales se filtran y pasan a un tubo de muestra para su lectura en el laboratorio. Utilizando espectroscopia de detección atómica.

Este equipo para poder leer nuestras aplicando un calibre de lectura que se calcula para que el valor de nuestra lectura este dentro de los limites acordados. Al estar la solución rica en Zinc el equipo no podía detectarlas por lo que se procedió a hacerles una dilución con agua destilada. Siendo esta primero de 1 en 10 para después hacer una segunda dilución en un matraz de 1 en 100.

Con las muestras leídas, se comparan las recuperaciones con el tiempo a las que fueron tomadas para determinar en qué tiempo podemos parar la reacción. Así se puede obtener una gráfica con los valores obtenidos para identificar en donde se forma la curva de recuperación.

Tiempo después dio inicio la prueba 5, está siendo las mismas condiciones que en la prueba anterior, con el único cambio que esta vez se triturarían los terrones que el precipitado tenía ya formados, debido en que pude afectar al formarse terrones de puro Zn lo que hace que no reacciones bien en el reactor así como puede perjudicar al momento de tomar una muestra, siendo este el caso de la prueba anterior, donde se tuvo un problema al momento de mandar a analizar la muestra al laboratorio, al leer la muestra daba valores muy altos de Zn en el precipitado ya lixiviado, lo que hacía suponer que no reacciono correctamente. Esto fue una conclusión errónea ya que en realidad el momento del muestreo se debió de tomar un terrón de Zn lo que afectó la lectura.

La prueba se dio inicio por la mañana para tener muestreo constante las primeras 8 horas como en las anteriores pruebas, está a ser igualdad de condiciones se necesitó más precipitado ya que este era de un nuevo composito que se formó, teníamos precipitado más húmedo que el composito inicial y de diferentes leyes, se necesitó una homogenización. Que se llevó a cabo de la siguiente manera.

Se inició con una limpieza al área donde se vaciará el precipitado para evitar una posible contaminación. Después se hizo un cono el cual se movió de un lado a otro alrededor de 8 veces, para asegurarse que se batiera bien, debido a que se necesita reducir estos 400 kg a una muestra menor a 100 gr.

Para lograr esto se aplanaba el cono y lo se partía en 4 partes para descartar dos.

De esta forma después de batir el cono 8 veces se vuelve a partir en 4 y así hasta que se tenía un cono de medio kilo del cual se toman dos partes para ir a muestrear.

Con esta muestra se obtuvieron las leyes que el nuevo composito tenía.

Así como también se realizaron pruebas de porcentaje de humedad para determinar cuánto precipitado húmedo se tendría que agregar para que fueran 98 kilos de precipitado seco.

Con todo esto hecho se inicia con la prueba 5, esta vez se agregaron 150 kg de precipitado húmedo que son igual a 98 kilos de seco. Se agregó el mismo ácido, así como trabajamos al mismo nivel, misma precapa, la única diferencia fue que esta vez se trituraron los terrones antes mencionados.

El procedimiento fue el mismo, primeramente, se vierte el ácido, segundo se regula el nivel de volumen en el tanque para que fuese de 54%, y se tomaron muestras a los mismos tiempos que en la prueba 4, la única diferencia fue la trituración de los terrones.

En esta prueba 5 se repitieron los resultados obtenidos en las pruebas anteriores, al mismo tiempo que se realizaban algunas adecuaciones al reactor para poder aumentar la carga de las pruebas a más de 150 kilos de mineral seco aproximadamente, Esto adecuando el segundo tanque para poder agregar precapa

desde ahí y una tubería directo al filtro prensa, además de una salida del filtro prensa al segundo tanque y finalmente una entrada de agua fresca al segundo tanque.

Con esta adecuación se calcula que para la prueba 6 se podrían agregar 160 kilos de mineral seco. Esto reflejaba alrededor de un 90% del volumen del reactor que con la agitación continua que tenía la solución quedaba un poco abajo del punto de rebose, siendo este el volumen máximo que el tanque podía soportar.

En esta prueba 6 se tuvo un problema ya que realmente se agregan más de 160 kg de seco debido a que el porcentaje de húmedo cambio de cuando se formó el composito 2 y se determinó su porcentaje de humedad con respecto al día que se inició la prueba, ya que las adecuaciones que se le hicieron llevaron algún tiempo aproximadamente dos semanas completas, por eso se tienen bajas recuperaciones de Zn debido a que el ácido no fue suficiente.

Según el cálculo al 34% de humedad en el precipitado nuevo se debieron agregar 250 kg de material húmedo para que fueran iguales a 160 kg secos.

Pero al pasar el tiempo el porcentaje de humedad bajo un poco por lo que los 250 kilos representaban más de los 160 kilos que se suponían debían ser.

Estos resultados se vieron en la lectura de muestras de solución, debido a que por ser igualdad de condiciones nuestras últimas 3 pruebas, siempre se mantuvo el rango de lectura en 15 mil partes por millón de Zn, esta vez debido al cambio de porcentaje de sólidos la recuperación bajo a 13 mil partes.

Y por último para tener un composito de precipitado seco lixiviado de 600 kg que era lo mínimo que se pedía por parte de fundición. Se realizó otra prueba de 96 kilos secos que quedaban restantes en el último composito, dicho composito 3 de material húmedo se fue formando en las semanas que se hacían las adecuaciones y las pruebas 5 y 6.

Al finalizar esta prueba se muestreo igual el precipitado seco y húmedo y finalmente se agregó al composito de precipitado seco lixiviado. Este siendo propiamente homogenizado y muestreado dio por peso 620 kg finales para mandar a fundición.

Ya con la parte de lavado ácido terminada se procedió a la tarea de encontrar una relación más adecuada de fundentes para escoria con el nuevo precipitado sin Zn lo que conllevaría rehacer por completo la receta actual que se maneja en fundición de Herradura, siendo esta agregar al total de peso de precipitado 15% de bórax, 10% carbonato y 3 % de nitrato.

Para la nueva receta de fundentes se debía tener en cuenta la nueva relación que tiene el zinc en el precipitado, siendo esta menor al 20% respecto a la concentración inicial.

Con la ayuda de un diagrama ternario de las escorias del oro encontramos 4 relaciones de fundentes que se podrían utilizar, siendo las más ideales y una vez probándolas podríamos darles reciprocidad para estar aún más seguros de cuál de estas será la receta final para fundir el composito de 620 kilos.

Con este diagrama se tomaron 4 puntos que se consideran óptimos para empezar pruebas de fusión y a partir de estos seguir experimentando hasta encontrar una relación óptima de fundentes.

De estas cuatro relaciones que se tienen de precipitado se tiene la base para identificar como trabajo nuestra mufla con estos puntos de fusión dados por la relación. Identificando esto se pueden trazar nuevas líneas, así formando nuevas mixturas para tener más datos para una decisión final de que relación se tendrá sobre el composito lixiviado.

Una vez conociendo las recetas se procedió a probar con muestras de 200gr que se mandan a fundir a una pequeña mufla de laboratorio para analizar su comportamiento y ver su pureza final.

Estas primeras recetas que se elaboraron no tuvieron un resultado favorable debido a que no se pudo recuperar un botón de dore en ninguna prueba que se llevó a cabo. de la siguiente manera, para las siguientes pruebas de comportamiento de arrastre. Se inició agregando un aproximado de 50 gramos en total de precipitado más fundentes en un crisol de barro.

Los cuales después de agregarles la mezcla con el precipitado se metieron a una mufla alrededor de los 1100° c para fundir el precipitado adecuadamente, dentro de esta mufla duraron poco más de 45 minutos en los cuales se alcanzó a fundir todo adecuadamente y se procedió a vaciar la escoria en una payonera para que se formen los conos.

En la segunda tanda de pruebas de fundición de precipitado se tuvieron algunos inconvenientes ya que, al bajar el consumo de reactivos como bórax y sodio, y agregar harina de trigo aumentó el punto de fusión del precipitado, esto agregado 10g de harina en 43g de precipitado, lo cual es lo que teóricamente era lo ideal, además de que se homogenizo con la receta en la mitad de nuestras mezclas, mientras que la otra mitad se puso de forma superior sin mezclarse. Con esto se llegó a otro punto de fusión más alto el cual la mufla no pudo sobrepasar dejando una escoria de mala calidad.

Con estas fallas en las pruebas se tuvieron que idear más recetas para que se fundieran correctamente, además de agregar harina de trigo a la mezcla, la teoría nos decía que se agrega batida, pero como se vio en las anteriores pruebas esto aumentaba demasiado el punto de fusión a un nivel que la mufla no podía alcanzar, así que aparte de reducir el total de harina agregado a solo 5g se decidió también duplicar las muestras y en una agregarlo batido en la mezcla y en otra de forma superior sin que se mezcle.

De esta forma se puede tener mayor control de cómo se comportará la harina y observar de qué manera se funde mejor el precipitado.

Así que en las siguientes 10 recetas se tomaron en cuenta estas especificaciones, y se llegó al resultado deseado en la mitad de las recetas, destacando que en su mayoría los botones de dore se formaron en las mixturas que tenían la harina de forma superior sin mezclarse, los dore se mandaron a análisis al igual que la escoria y solo tocaba esperar resultados para identificar que receta se usara para nuestro composito.

Una vez conociendo cual sería la relación de fundentes ideal, y con la aprobación del superintendente de planta, se llegó a una decisión de una relación de 20% de bórax, 3% de carbonato y 2% de nitrato. Para el composito de precipitado.

La tina procede a dividirse en dos, esto previendo que con un 25% de volumen agregado de fundentes podía provocar que la tina se desbordara o que complicara un poco la tarea de batir correctamente el precipitado con los fundentes, ya que se debe de homogenizar correctamente antes de mandar a fundición.

El total de precipitado que se envió fue de 612 kg, además de un 25% de peso agregado de reactivos. Teniendo las dos tinas listas para enviar se mandaron un día antes a fundición. Previamente se prepararon para recibirlas y cambiaron el crisol del horno en donde se haría la fusión. Esto para que desde temprano el siguiente día se tenga un mayor control con estas tinas, ya que entraran en un pedido especial para Met-Mex, el cual se deberá tratar de manera separada para que analicen y se haga el cambio de parámetro de compensación económica, ya que dichas barras de dore entran en un apartado diferente dentro de su contrato, debida a su alta pureza.

El proceso de fundición se inició aproximadamente a las 4 am, empezando a agregar el precipitado mezclado al horno "F", donde se llevará a cabo el proceso de fusión. Al poco tiempo se pudo observar que este nuevo precipitado tardaba un poco más de tiempo en fundirse, así como también era más volátil cuando con las palas se agregaba a dicho horno. De ahí en adelante todo funcionó correctamente hasta el momento del vaciado, en donde ocurrieron varios accidentes, como es el caso de que el personal bajo la temperatura de los hornos para dejar el trabajo a el siguiente turno, pero al no saber esto se procedió igualmente con el vaciado, al que evidentemente le faltó mucha temperatura de vaciado. Causando que la escoria se desbordara y no corriera correctamente por la lingotera. También hubo problemas con la piquera la cual, por motivos de no cambiarla adecuadamente, esta presento una fuga al momento de vaciar, justamente fue al final donde se podía observar que lo que se estaba desechando por esta falla era doré.

Al final de este proceso se obtuvieron dos barras de doré, pesando la primera 13 kg y la segunda 3kg. Se consumieron 140KW por hora por un total de 10 horas de operación, pero por problemas de traslado se tuvieron que refundir estas barras, para formar una sola y sea más fácil de identificar en él envió que la mandaremos.

Resultados obtenidos.

Tabla 1. Resultados prueba 1 lixiviación ácida.

| Prueba 1 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|----------|--------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | Kg de Zn | % rec. | Reducción peso |
| Inicial | 22.79 | 98 | 22.33 | 95.0 | |
| Lixiviado | 1.653 | 68 | 1.12 | 38.78 | 69.38 |

Tabla 2. Resultados prueba 2 lixiviación ácida.

| Prueba 2 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|-------|--------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | kg | % rec. | Reducción peso |
| Inicial | 22.79 | 121 | 27.60 | 79.10 | |
| Lixiviado | 6.76 | 85 | 5.80 | 36.36 | 70.24 |

Tabla 3. Resultados prueba 3 lixiviación ácida.

| Prueba 3 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|-------|--------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | kg | % rec. | Reducción peso |
| Inicial | 22.79 | 119 | 27.10 | 82.60 | |
| Lixiviado | 5.61 | 84 | 4.7 | 36.13 | 70.58 |

Estos fueron los primeros resultados obtenidos en las pruebas que realizaron con anterioridad, una vez analizadas, se optó por trabajar con 10% de sólidos.

Tabla 4. Resultados prueba 4 lixiviación ácida.

| Prueba 4 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|-------|--------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | kg | % rec. | Reducción peso |
| Inicial | 22.79 | 98 | 22.33 | 93.60 | |
| Lixiviado | 1.65 | 86 | 1.42 | 20.41 | 87.75 |

Estos fueron los resultados de la prueba 4 donde se obtuvo una recuperación del 90% de Zn aproximadamente, además que pudimos observar que la reacción tuvo la misma recuperación en la primera media hora como a las 24 horas de reacción.

Esto nos sirve para descartar que el tiempo de reacción nos sirve para aumentar la recuperación de zinc.

Después obtuvimos resultados de la prueba 5 esta fue en igualdad de condiciones siendo las siguientes:

De esta prueba obtuvimos los siguientes resultados.

Tabla 5. Resultados prueba 5 lixiviación ácida

| Prueba 5 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|-------|--------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | kg | % rec. | Reducción peso |
| Inicial | 22.79 | 98 | 22.30 | 75.80 | |
| Lixiviado | 6.76 | 80 | 5.40 | 26.53 | 81.63 |

Con estos resultados podemos observar una disminución considerable en el porcentaje de reducción en el zinc así mismo como, además de una reducción de 98 kg a 80 kg siendo una reducción del casi 20% de peso. Se tiene que tener en cuenta que los 98 kg son solo de mineral proveniente de los filtro prensa, pero los 80kg es material lixiviado más 8 kg de precapa que utilizamos para su mejor recuperación en nuestro filtro prensa, esto da una relación de 98 kg iniciales y 72 kg finales lixiviados, por esto al analizar la tabla si calculas los porcentajes de reducción no parece que la relación sea del 20% pero si tenemos en cuenta estos

kilos adicionales de precapa que se le agregan se obtiene bien el resultado esperado.

Los resultados de la prueba 6 son los siguientes.

Tabla 6. Resultados prueba 6 lixiviación ácida

| Prueba 6 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|-------|-------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | kg | % rec | Reducción peso |
| Inicial | 20.39 | 180 | 36.70 | 56.23 | |
| Lixiviado | 9.85 | 163 | 16.06 | 22.78 | 90.55 |

Donde se puede observar una dilución de Zn más baja, esto debido a la falta de ácido al agregar un poco más de precipitado, debido al cambio en el porcentaje de humedad.

Y por último los resultados de la prueba numero 7 son los siguientes.

Tabla 7. Resultados prueba 7 lixiviación ácida.

| Prueba 7 | | | | | |
|-------------|-------|---------------------|-------|-------|----------------|
| Precipitado | Zn % | Peso Precipitado kg | kg | % rec | Reducción peso |
| Inicial | 20.39 | 95 | 19.37 | 70.27 | |
| Lixiviado | 7.38 | 78 | 5.75 | 26.32 | 82.10 |

Una vez muestreadas y obtenidas todas las muestras se mandaron a análisis en laboratorio para conocer sus leyes. Dándonos los siguientes datos.

Tabla 8. Resultados generales

| | Lixiviación Ácida | | | | | |
|----------------------------|-------------------|--------|--------|-------|------|------|
| | PRECIPITADO | | ENSAYE | | | |
| | Kg/Ton | Kg/Ton | % | | | |
| | Au | Ag | Pb | Zn | Fe | Cu |
| Compósito 1(Sin lixiviar) | 8.06 | 21.24 | 0.26 | 22.79 | 0.50 | 0.29 |
| Compósito 2(Sin lixiviar) | 7.69 | 17.01 | 0.30 | 20.39 | 0.58 | 0.33 |
| Compósito 3(Sin lixiviar) | 8.26 | 18.15 | 0.34 | 25.59 | 0.51 | 0.78 |
| Promedio | 8.00 | 18.80 | 0.30 | 22.92 | 0.53 | 0.47 |
| Prueba 1(composito1) | 11.33 | 29.19 | 0.35 | 1.65 | 0.57 | 0.39 |
| Prueba 2(composito 1) | 10.76 | 26.68 | 0.36 | 6.76 | 0.51 | 0.53 |
| Prueba 3(composito 1) | 9.78 | 26.33 | 0.28 | 5.61 | 0.39 | 0.43 |
| Prueba 4(composito 2) | 10.06 | 25.99 | 0.27 | 12.50 | 0.43 | 0.58 |
| Prueba 5(composito 2) | 8.68 | 19.01 | 0.30 | 6.17 | 0.37 | 0.38 |
| Prueba 6(composito 2) | 7.79 | 17.07 | 0.30 | 9.85 | 0.32 | 0.30 |
| Prueba 7(composito 3) | 9.19 | 19.91 | 0.031 | 7.38 | 0.73 | 0.71 |
| Promedio | 9.65 | 23.45 | 0.27 | 7.13 | 0.48 | 0.47 |
| Compósito final(Lixiviado) | 9.49 | 24 | 0.26 | 6.51 | 0.67 | 0.33 |

Una vez formado el composito final se hicieron pruebas de fundición, esto para determinar una receta óptima para la relación de fundentes con el comportamiento de la escoria, se determinó también el gasto por tonelada de fundentes que se tiene actualmente contra el gasto que se tiene con la reducción de 20% en el peso total del precipitado.

Con estos datos se tomaron muestras de dore y tomamos la relación que más dore da por el mismo precipitado, que está entre un 20% - 30% de bórax añadido.

Se tomaron los dores y se mandaron a analizar junto con la escoria, esto para determinar que tanto oro, plata y zinc realmente tiene nuestra escoria y nuestro dore.

Estos primeros resultados muestran que se tuvo problemas con las muestras tales como: falta de adición de harina para prueba a nivel laboratorio, falta de temperatura de nuestra mufla, falta tiempo de fundición y no se presentaron botones de dore.

Para la segunda tanda de pruebas se tomó un fundente que había en el laboratorio teniendo altos contenidos de litargirio. Causando que los botones de doré obtenidos tengan mucho contenido de plomo.

Con estos errores identificados se corrieron más pruebas donde se volvió a tener inconvenientes debido a que con la adición de harina el punto de fusión aumentaba y hacia más difícil de fundir las mezclas, se optó por agregar la harina de forma de tapa y no mezclada en el crisol. Esto ayudaba a la formación del botón sin quitar la capacidad de que se funda correctamente y con estos nuevos parámetros se obtuvo la siguiente tabla.

Tabla 9. Análisis de escoria y muestras de doré

| | Dore | | Escoria | | | | | | |
|----|----------|----------|---------|---------|----------|----------|-----------|--------|--------|
| | Au | Ag | Au | Ag | Au total | Ag total | Rel Au-Ag | Rec Au | Rec Ag |
| 1 | 10652.95 | 10283.84 | 1631.40 | 9044.10 | 12284.35 | 19327.94 | 1.57 | 86.72 | 53.21 |
| 2 | 1505.37 | 3579.14 | 1068.60 | 8217.40 | 2573.97 | 11796.54 | 4.58 | 58.48 | 30.34 |
| 3 | 10132.86 | 7451.02 | 729.90 | 2978.80 | 10862.76 | 10429.82 | 0.96 | 93.28 | 71.44 |
| 4 | 4.33 | 85.02 | 1822.20 | 7804.20 | 1826.53 | 7889.22 | 4.31 | 0.24 | 1.08 |
| 5 | 7371.84 | 13556.91 | 1724.20 | 7976.90 | 9096.04 | 21533.81 | 2.36 | 81.04 | 62.96 |
| 6 | 3823.79 | 7971.05 | 1205.80 | 4487.60 | 5029.59 | 12458.65 | 2.47 | 76.03 | 63.98 |
| 7 | 8204.33 | 10307.72 | 481.00 | 2001.10 | 8685.33 | 12308.82 | 1.41 | 94.46 | 83.74 |
| 8 | 2561.77 | 6140.33 | 634.30 | 2191.70 | 3196.07 | 8332.03 | 2.60 | 80.15 | 73.70 |
| 9 | 9562.56 | 9240.14 | 652.20 | 3378.00 | 10214.76 | 12618.14 | 1.23 | 93.62 | 73.23 |
| 10 | 2410.26 | 5714.53 | 1002.10 | 4919.80 | 3412.36 | 10634.33 | 3.11 | 70.63 | 53.74 |

Aquí principalmente podemos rescatar los resultados de la prueba 7, la cual tiene una buena recuperación de oro que es lo que más interesa, además de que al conocer su formación vemos que es un 20% agregado de bórax, 3% de carbonato y 2% de nitrato, lo cual al considerar los gastos por kilo de estos fundentes se calcula que hay un ahorro del 18%, dicha receta ubica el punto de fusión en los 1100°C, en donde se forma la cristobalita.

Identificada la receta se procede a preparar el composito lixiviado con dichas características, con un total de 615 kilos de precipitado lixiviado, se tendrá que agregar 123kg de bórax, 18.45kg de carbonato y 12.3 kg de nitrato.

Una vez fundido el precipitado se obtuvieron dos barras de doré de 13 Kg y 3 Kg.

Pero para facilitar su transporte e identificación se fundió nuevamente para formar una sola barra de doré final, dando un peso de 13.28 Kg. Con los siguientes contenidos.

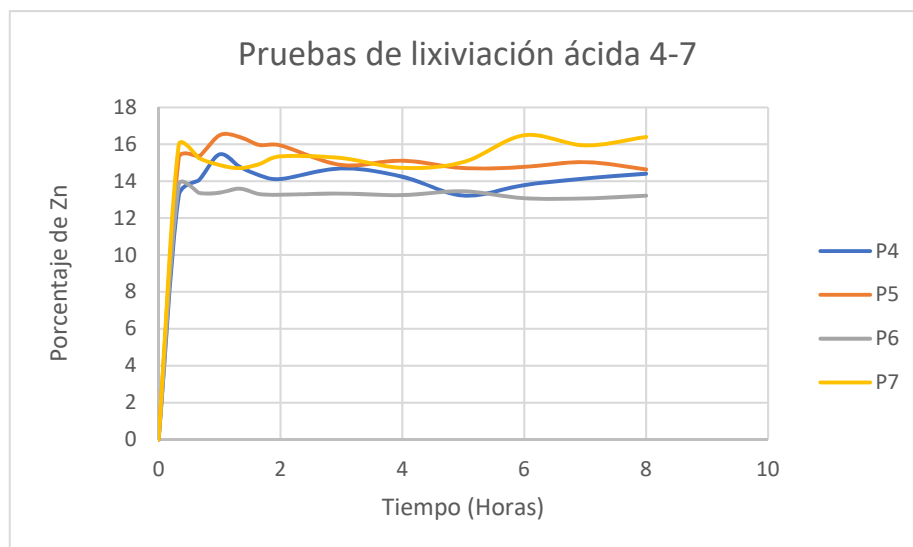
Tabla 10. Análisis muestra de doré

| Muestra Doré | Au% | Ag% | Pb% | Zn% | Cu% | Fe% | Total | % de Pureza |
|--------------|-------|-------|--------------|-------------|-------------|-------------|--------------|--------------|
| 3 | 34.40 | 56.35 | 2.080 | 2.46 | 4.01 | 0.02 | 99.33 | 90.76 |

Con estos resultados podemos observar un 91% de pureza siendo esta la barra de doré más pura enviada por parte de minera PENMONT.

Se le dio seguimiento a las muestras tomadas de la solución a los diferentes tiempos dados durante la lixiviación, las cuales arrojaron los siguientes resultados.

Grafica 1. Porcentajes de recuperación lixiviación acida.



Se esperaba un aumento en la recuperación de Zn respecto al aumento de tiempo de reacción por eso se tienen dos datos con el mismo estándar.

Con esta gráfica y esta lectura pudimos darnos cuenta de que la reacción es muy rápida, teniendo la misma recuperación en los primeros 20 minutos que en 24 horas.

Así mismo se obtuvo el siguiente porcentaje de reducción en peso de precipitado. Se redujo el peso del precipitado aproximadamente en un 20% y recuperando el Zn en un 90% aproximadamente.

Conclusiones y recomendaciones.

Este tiempo en la industria te sirve mucho para empezar a entender como es realmente el trabajo en una mina, a mí se me dio la oportunidad de tener un proyecto asignado lo cual me sirvió aún más para entender cómo se deben hacer las cosas, el control que debes de tener sobre todas las variables, la calidad de reportes que debes de enviar, el trato directo con las personas que trabajan contigo y cómo hacer que respondan correctamente a lo que se necesita, la psicología del trabajo en equipo y entender las trabas que existen en lo que debes de presentar con lo que se te está dando.

Mis principales inconvenientes fueron los tiempos que se tardaban en darme resultados de muestras que mandaba a analizar a laboratorio para poder continuar con otro proceso, al ser un proyecto no se le daba la prioridad como a muestras de proceso continuo lo cual atrasaba mis tiempos. También enfrentaba la retención de información, aunque yo fuera quien mandaba las muestras a analizar era el último que tenía los resultados, así como la realidad a nivel profesional de que personas que no participaban ni me ayudaban en el proyecto al este tener buenos resultados se llevaran el crédito.

La recomendación que me daría a mí mismo si volviera a empezar con las cosas que aprendí sería tener más control y orden de las cosas, dejaba muchas cosas sin apuntar o reteniéndolas, confiando solo en que las recordaría y aun que fuera así se debe tener respaldo de todo lo que mandas y recibes, así como cuando fue, que fue lo que enviaste, que recibiste y ese tipo de cosas.

Retroalimentación.

Fortalezas y debilidades que el alumno experimentó al realizar la práctica profesional, relacionadas con los conocimientos, actitudes, y habilidades adquiridas durante sus estudios en la Universidad de Sonora.

Lo que fortalecí fueron que si tenía conocimiento de la teoría de una mina de oro, tanto del proceso de Merrill Crowe como de las columnas de carbón activado, en si comprendía perfectamente el proceso y en qué consistían una desventaja fue que nunca tuve la oportunidad de visitar una mina de oro antes, de parte de la escuela las visitas se limitaban a minas de cobre de grupo México, y aunque conociera la teoría al momento de toparme con los equipos no sabía su operación ni cómo funcionaban realmente solo sabía en teoría que acción hacían.

Tuve algunos inconvenientes con la teoría detrás de los diagramas ternarios de escoria del oro, es algo avanzado para alguien que está en prácticas, pero como era parte de mi proyecto tuve que recurrir a muchas fuentes de información, así como consultar con mis maestros y demás gente del área, esto para poder entender y poder realizar lo necesario para llevar a cabo mi proyecto correctamente.

Además de problemas de memorizar cosas que vi hace mucho en la escuela, algunos conocimientos que ocupaba eran de materia que tuvimos muy temprano en la carrera, cosas que podía tener hasta 3 años sin volver a ver y ahora necesitaba saber cómo hacerlas.

Una desventaja es que realmente por parte de la escuela no se nos enseña un nivel de Excel muy avanzado, mis clases de computación y tecnología si llegaron a tocar Excel, pero realmente se desviaban mucho cuando Excel es lo que se usa más realmente en el mundo laboral. Creo que la materia de programación en lugar de enseñarnos a usar programas complejos de programación debería de enseñarnos un nivel de Excel avanzado, esto nos serviría muchísimo más que aprender a desarrollar programas complicados en Python. Debería ser un NTIC2 en lugar de programación y en esta clase dedicarnos completamente a Excel, aprender a hacer formatos, tablas, graficas, formulas avanzadas y mucho más.

Oportunidades detectadas durante su práctica, y recomendaciones sobre temas que deberían incluirse en los programas de las materias de la carrera profesional del alumno, a fin de mejorar la preparación de los egresados de dicha carrera.

Nos deberían de enseñar que desde que entramos a la carrera a hacer contactos para empezar a relacionarnos con gente dentro de las empresas, me gustaría que tuviéramos más materias como seminario, en donde nos acerquen a las empresas, así como conocer es la realidad dentro de ellas.

También una materia de psicología, en donde nos enseñen el trato desde una entrevista de trabajo como también aprender a trabajar con todo tipo de gente.

Y lo más importante del trabajo en la mina, que nos enseñen un nivel de Excel muy avanzado.

Referencias

Ariel, D. (2011). *Repositorio academico de la universidad de chile*. Obtenido de Repositorio academico de la universidad de chile: <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/104139>

Jiménez, D. A. (Enero de 2013). *Redalyc*. Obtenido de Redalyc: <https://www.redalyc.org/pdf/2235/223527546002.pdf>

Manuel Rodriguez, M. V. (2019). *Reporte Lixiviación Ácida*. Torreón, Coahuila: PEÑOLES.