

## Estudio Comparativo de la Recuperación de Zn de Polvos de Acería por Lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y HCl, electrodeposición electrolítica y bi-electrolítica

Ricaurte J. \*; de la Torre E. \*; Espinoza C. \*; Guevara A. \*

\*Escuela Politécnica Nacional, Facultad de Ingeniería Química y Agroindustria, Quito, Ecuador  
e-mail: josemiliors@hotmail.com; ernesto.delatorre@epn.edu.ec

**Resumen:** Este trabajo compara 2 agentes lixiviantes, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y HCl con sus respectivos procesos de purificación y electrodeposición para recuperar Zn metálico a partir de residuos de polvos de acería. Estos polvos se generan en la producción de acero en hornos de arco eléctrico y tienen una alta concentración de Zn (20-50%). Mediante lixiviación con 150 g/L de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> se recuperó 75,6 % de Zn en 8 h mientras que con 150 g/L de HCl se recuperó 70,9% de Zn en 2 h. Se logró eliminar alrededor del 99% de Fe, Cd y Pb de las soluciones obtenidas de la lixiviación, previo a la electrodeposición en la que se recuperó 50,6 % de Zn a partir de la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y 44,3 % de la solución obtenida del proceso de lixiviación con HCl.

**Palabras clave:** Polvos de acería, lixiviación, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, HCl, electrolisis bi-electrolítica.

**Abstract:** This work compares 2 leaching agents, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> and HCl with their processes of purification and electrodeposition to recover metallic Zn from electric arc furnace dust (EAFD). EAFD is generated in electric arc furnaces for steel production and has an important Zn content (20-50%) By leaching with 150 g/L of H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Zn recovery reached 75,5 % in 8 h of operation, meanwhile with 150 g/L of HCl Zn recovery reached 70,9% in 2 h. Purification processes reached eliminations near to 99 % for Fe, Cd and Pb. Electrodeposition process recovered 50,6 % of Zn from H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> solution and 44,3 % of HCl solution

**Keywords:** Electric arc furnace dust, leaching, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, HCl, bi-electrolytic electrolysis.

### 1. INTRODUCCION

Las empresas siderúrgicas que fabrican acero mediante fusión de chatarra en hornos de arco eléctrico generan entre 12 y 15 kg de polvos de acería por cada tonelada de acero producida, los cuales son considerados residuos tóxicos debido a su alto contenido de metales pesados como Pb, Cd y Cr. Se lo denomina residuo tóxico K061 [1] [2].

Actualmente las principales empresas siderúrgicas del Ecuador producen acero usando hornos de arco eléctrico y por lo tanto generan residuos de polvos de acería. Dichas empresas disponen de estos polvos residuales enterrándolos en depósitos industriales con un tratamiento previo de estabilización que generalmente consiste en mezclar los residuos con cemento para prevenir la migración de metales pesados hacia el suelo o aguas a nivel freático [3]. Los gestores ambientales que se encargan de tratar y disponer de alrededor de 9000 t/año de residuos generados en forma de polvo de acería, requieren grandes cantidades de cemento y espacio suficiente para su disposición final, lo que implica un alto costo para dichos gestores ambientales y consecuentemente para las empresas fabricantes de acero.

En general los residuos de polvos de acería contienen entre 20-55 % Fe, 10-35 % Zn, 1-8 % Pb y 0,05-0,20 % Cd además de la presencia de otros elementos como Na, K, Al, Mg, Mn y As [4] [5]. El metal que llama la atención por su concentración y su posible recuperación es el Zn ya que además se han desarrollado varios procesos para la recuperación de este metal a partir de polvos de acería como el proceso Waelz o el proceso en horno Mitsui, que por vía pirometalúrgica recuperan Zn al efectuar una fusión reductora de los residuos hasta evaporar el Zn, extraerlo en forma de óxido del horno y recuperarlo en filtros. La desventaja de estos procesos es el alto contenido de Cd, Pb, Cr y Ni que se evapora junto con el Zn, lo que obliga a someter los óxidos a procesos de purificación previa al reciclaje del metal [6].

Los procesos hidrometalúrgicos para la recuperación de éste metal presentan una ventaja al ser capaces de recuperar Zn en forma metálica. Es así que se han realizando varios estudios de recuperación de Zn a partir de polvos de acería mediante procesos hidrometalúrgicos como por ejemplo la lixiviación presurizada que se realiza dentro de un autoclave con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> como agente lixivante. Se trabaja a 250 °C, 41 bars de presión absoluta y agitación constante. Se obtienen recuperaciones de Zn de 60 % en 1 h de operación [7].

Otro método estudiado es la lixiviación con microondas en la cual se trabaja con una solución 8 M de NaOH como

lixiviante y una concentración de polvo de acería de 180 g/L. El proceso se lleva a cabo en un reactor construido con un material de baja conductividad eléctrica y se calienta la pulpa mediante un magnetrón de 900 W de potencia. No se requiere de agitación mecánica puesto que la ebullición producida en el interior del reactor brinda la agitación suficiente. Con éste método se alcanzan recuperaciones de Zn de alrededor del 80 % en 5 min de operación [8].

Al tratar de recuperar Zn de los polvos de acería mediante lixiviación ácida también se puede usar HCl en lugar de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> debido a que presenta una mayor selectividad hacia el Zn, lo que implica menor recuperación de otros metales como el Fe, los cuales actúan como impurezas al momento de la recuperación del Zn en solución por electrólisis [9].

La recuperación de Zn al usar H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> como agente lixiviante se realizó a partir de polvo de acería con 30% Zn y 19 % Fe, mientras que para los ensayos con HCl se usó polvo de acería con una composición de 30 % Zn y 16 % Fe [6] [10].

En ambos casos después de la lixiviación ácida la solución resultante se purificó, en el caso de lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> mediante cementación con polvo de Zn para eliminar Cd y en el caso de la lixiviación con HCl con un proceso previo de incremento de pH mediante adición de NaOH y polvo de acería para eliminar Fe y después proceder con cementación con polvo de Zn para eliminar Cd y Pb.

Posteriormente se recuperó el Zn en solución mediante electrodeposición para obtenerlo en forma metálica. En el proceso con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> se usó una celda electrolítica con cátodo de Al de pureza comercial y ánodo de Pb. El electrolito fue la solución lixiviada y purificada. En el proceso con HCl se usó una celda bi-electrolítica con el mismo cátodo y ánodo pero separados entre sí por una membrana impermeable de intercambio catiónico. En el lado catiónico el electrolito fue la solución lixiviada purificada mientras que en el lado anódico el electrolito fue una solución 1 M de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>. Esta configuración de celda se hizo necesaria ya que al usar una celda electrolítica simple el ión Cl<sup>-</sup> presente en la solución lixiviada se oxida sobre la superficie del ánodo formando gas Cl<sub>2</sub>, el cual es tóxico y corrosivo. Mediante el uso de la membrana impermeable de intercambio catiónico se evitó el contacto de la solución lixiviada con el ánodo, y así se impidió la formación de gas Cl<sub>2</sub> a la vez que se permitió la electrodeposición de Zn sobre la superficie del cátodo [11].

## 2. MATERIALES Y MÉTODOS

Todas las soluciones obtenidas en los ensayos de lixiviación, purificación y electrólisis fueron analizadas mediante espectrofotometría de absorción atómica para determinar la concentración de los metales de interés. Los depósitos metálicos obtenidos en el proceso de electrodeposición se disgregaron mediante adición de HCl grado analítico para

posteriormente analizar la solución con la técnica antes mencionada.

### 2.1 Cinética de lixiviación

Para determinar el avance de la reacción de lixiviación y determinar el tiempo en el que se obtiene la máxima recuperación de Zn se hizo necesario conocer la recuperación de Zn y el consumo de ácido respecto al tiempo de reacción. Para esto se realizaron ensayos con un porcentaje de sólidos de 30 %, variando el tiempo de reacción (0,5; 1,0; 1,5; 2,0; 3,0; 4,0; 6,0 y 8,0 h) y la concentración de HCl (50, 100 y 150 g/L). Se mantuvo agitación constante de 750 rpm. También se mantuvo constante la concentración de ácido a lo largo del tiempo de reacción, para evitar que la recuperación de Zn sea dependiente de la cantidad de ácido disponible. Esto se hizo determinando el consumo de ácido a cada tiempo de reacción y reponiendo la cantidad necesaria del mismo para alcanzar la concentración de ácido inicial.

### 2.2 Purificación de la solución lixiviada

En los ensayos de cementación se usó polvo de Zn con una pureza de 90,32 %. La cantidad de polvo de Zn usada se determinó a partir de la concentración de Cd presente en los polvos de acería para el caso de la solución proveniente de los ensayos con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y Cd y Pb para el caso de los ensayos con HCl, más factores de exceso sugeridos por [12] en ambos casos.

Para el caso de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> únicamente se eliminó Cd mediante cementación con polvo de Zn. Se agregó polvo de Zn en una proporción de 10 g/L y se agitó la pulpa formada durante 30 min a 750 rpm. Posteriormente se filtró para recuperar la solución y se determinó la concentración de Cd.

En el caso de la lixiviación con HCl para elevar el pH de la solución lixiviada (pH <1) y eliminar Fe se realizaron ensayos usando NaOH y polvo de acería como agentes reguladores de pH. Usando un pH metro para detectar la variación del pH se añadieron pequeñas cantidades de NaOH hasta alcanzar un pH de entre 4 y 5 mientras se mantenía agitación constante a 750 rpm. Lo mismo se hizo usando el polvo de acería. Una vez alcanzado el pH deseado se agitó durante 1 h y se filtró para recuperar la solución lixiviada.

Después de haber reducido el contenido de Fe se procedió con la cementación con polvo de Zn para eliminar Cd y Pb. Se agregaron 14,8 g/L de polvo de Zn a la solución y se agitó la pulpa durante 30 min a 750 rpm para después filtrarla y recuperar la solución, en la cual se determinó la concentración de Fe, Cd y Pb y así obtener el porcentaje de eliminación.

### 2.3 Electrodeposición

Para la solución obtenida del proceso de lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> se trabajó con una densidad de corriente de 400 A/m<sup>2</sup> en la celda mostrada en la Fig. 1. La celda consta de cátodos de Al de pureza comercial y ánodos de Pb mientras que el electrolito fue la solución lixiviada y purificada. La salida positiva de la fuente eléctrica se conectó al ánodo de Pb y la salida negativa al cátodo de Al.

En la celda bi-electrolítica usada con la solución obtenida del proceso de lixiviación con HCl se usó una membrana de intercambio iónico catiónico marca NEOSEPTA tipo CMX. Esta membrana se sujetó en el medio de la celda bi-electrolítica separando el compartimento catiónico y aniónico. Se preparó una solución de ácido sulfúrico de concentración 1M y se colocó dicho volumen en un extremo de la celda. Este extremo pasó a ser el lado anódico. En el otro extremo se colocó un volumen igual de solución lixiviada purificada. Este extremo se definió como el lado catódico. Posteriormente se colocó el ánodo de Pb en el lado anódico de la celda y el cátodo de Al en el lado catódico. Se conectó la salida positiva de la fuente eléctrica a un multímetro para medir la corriente aplicada y desde el multímetro se conectó la salida positiva al ánodo de Pb. La salida negativa de la fuente se conectó al cátodo de Al. Se probaron varias densidades de corriente en un rango de 725 a 2000 A/m<sup>2</sup>, obteniéndose la mayor recuperación de Zn a la densidad de corriente de 725 A/m<sup>2</sup>, siendo esos resultados los que se compararon en este estudio. Un esquema de la celda y la configuración eléctrica se muestra en la Fig. 2.

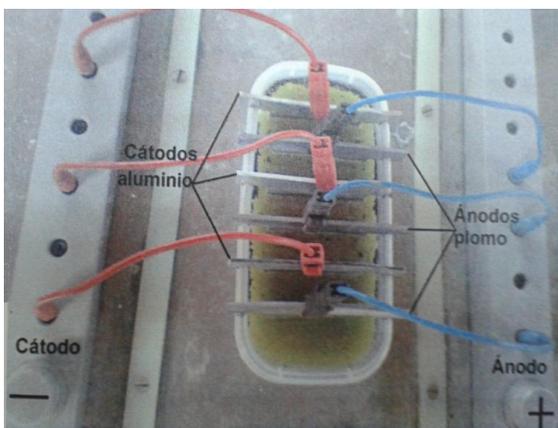


Figura 1. Celda electrolítica usada con la solución obtenida de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>

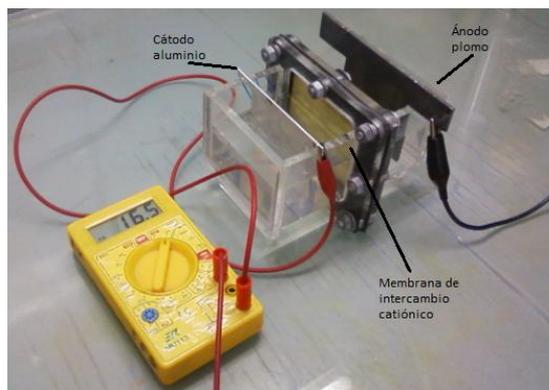


Figura 2. Celda bi-electrolítica usada con la solución obtenida de la lixiviación con HCl

### 3. ANÁLISIS

#### 3.1 Cinética de lixiviación

En esta investigación se puso especial atención a los resultados obtenidos de la recuperación de Zn mediante lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> presentados por [6], los presentados por [11] para el caso de la lixiviación con HCl y los resultados de los procesos de purificación y posterior recuperación de Zn mediante electrodeposición electrolítica y bi-electrolítica respectivamente. El porqué de comparar estos dos agentes lixiviantes se debe a que con otros agentes lixiviantes como por ejemplo el C<sub>4</sub>H<sub>6</sub>O<sub>6</sub>, C<sub>2</sub>H<sub>4</sub>O<sub>2</sub> y NaCN, se logran recuperaciones por encima del 60% únicamente trabajando con 1 % de sólidos tal como se puede ver en las Fig. 3 y Fig. 4 [12].

Otro motivo para comparar estos agentes lixiviantes es que la mayoría de empresas siderúrgicas también cuentan con plantas para tratamiento de superficies metálicas que incluyen procesos de galvanizado o cromado y por lo tanto disponen de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y HCl, los cuales son usados para limpiar las superficies metálicas a tratar.

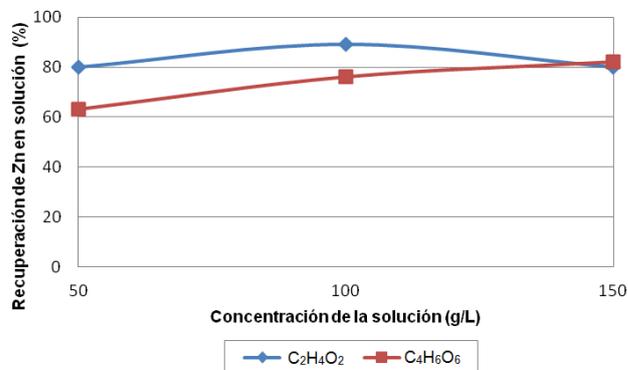


Figura 3. Recuperación de Zn mediante lixiviación con C<sub>4</sub>H<sub>6</sub>O<sub>6</sub>, C<sub>2</sub>H<sub>4</sub>O<sub>2</sub> y 1 % de sólidos [6]

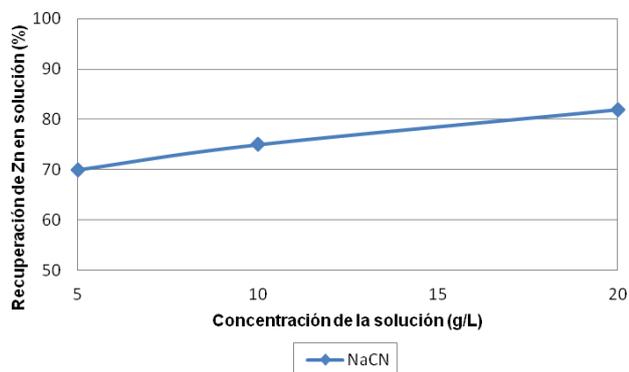


Figura 4. Recuperación de Zn mediante lixiviación con NaCN y 1 % de sólidos [6]

En la Fig. 5 se observa que la lixiviación con 50 g/L de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> recupera mayor cantidad de Zn que la lixiviación con HCl. Esto puede deberse en parte a que se trabajó con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y HCl grado técnico, pero éste último contiene más impurezas, propiciando mayor cantidad de reacciones entre las impurezas y los polvos de acería. Se analizó el contenido de Zn y Fe para ambos ácidos y se determinó que el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> contiene 4,4 mg/L de Zn y 8,8 mg/L de Fe mientras que el HCl contiene 232 mg/L de Zn y 254,5 mg/L de Fe. Para el cálculo de la recuperación de Zn se restó el contenido de Zn proveniente del ácido usado.

Por otra parte, la lixiviación llevada a cabo con una concentración de ácido de 100 g/L presenta resultados similares tanto para el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> como para el HCl tal como se muestra en la Fig. 6, presentando una única diferencia en el tiempo que al HCl le toma alcanzar una recuperación prácticamente constante (56 %) que se da en 1,5 h, mientras que con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> la tendencia asintótica de la recuperación se alcanza en 0,5 h. Esto se presenta porque como ya se explicó antes, la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> presenta menos impurezas que la solución de HCl, logrando así que el ácido se enfoque principalmente en la reacción con el Zn presente en los polvos de acería.

Como se puede observar en la Fig. 7 la lixiviación con 150 g/L de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> alcanzó su máxima recuperación de Zn en 8 h de operación siendo de 75,6 %. La recuperación de Zn más alta alcanzada con HCl como agente lixivante fue de 70,9 % en 2 h de operación. A partir de las 8 h de operación para el caso del H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> la recuperación de Zn no aumentó significativamente, y puesto a que en ambos casos se mantuvo constante la concentración de ácido, la razón de el descenso en la recuperación de Zn con HCl a partir de las 2 h de operación se debe a que la solución se encuentra saturada de dicho metal y comienza a precipitar. Esto no ocurre con la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> puesto que como ya se mencionó antes la concentración de Zn en el HCl es mucho mayor que en el H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Sin embargo, la recuperación alcanzada mediante lixiviación con HCl (70,9 %) en 2 h es cercana a la alcanzada con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (75,6%) en 8 h por lo que decidir cuál de los dos ácidos es el agente lixivante adecuado se vendría a definir por aspectos económicos como el consumo de energía, el costo de la membrana de intercambio catiónico en el caso de lixiviar con HCl, el beneficio que representa el regenerar HCl en el proceso de electrodeposición, etc.

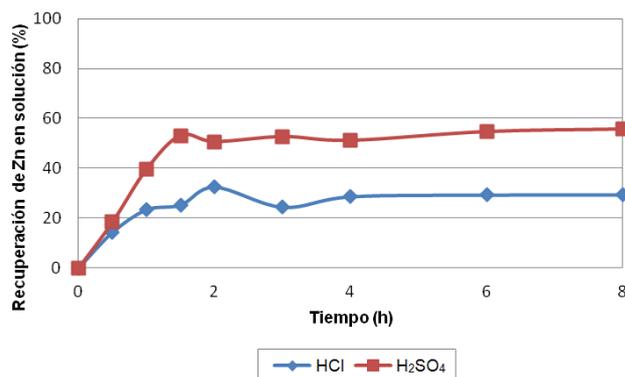


Figura 5. Recuperación de Zn mediante lixiviación con 50 g/L de HCl, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y 30 % de sólidos [6] y[10]

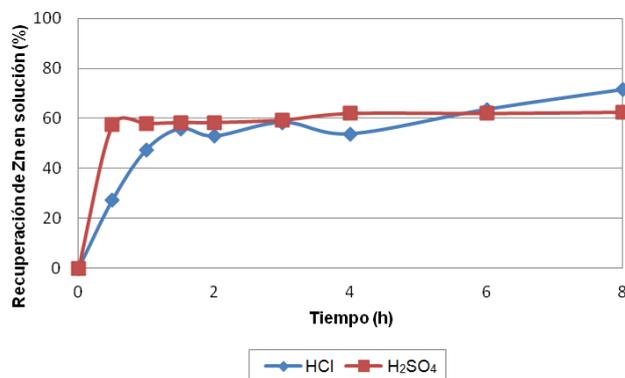


Figura 6. Recuperación de Zn mediante lixiviación con 100 g/L de HCl, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y 30 % de sólidos [6] y[10]

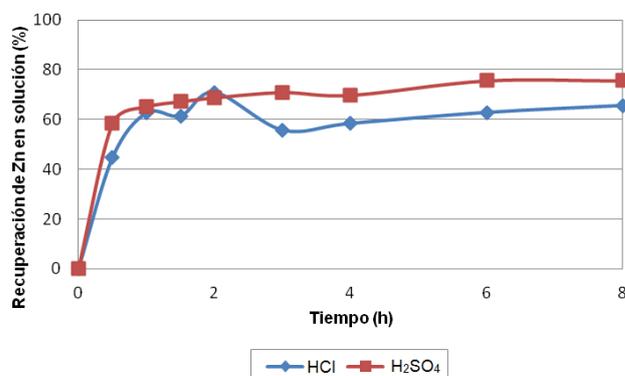


Figura 7. Recuperación de Zn mediante lixiviación con 150 g/L de HCl, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y 30 % de sólidos [6] y[10]

Pese a que a primera vista la recuperación de Zn a partir de polvos de acería luce más prometedora con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, también hay que comparar los procesos posteriores para la obtención de Zn metálico como es el caso de procesos de purificación de la solución lixiviada y principalmente el proceso de electrodeposición que para cada agente lixivante tiene una técnica diferente debido a la naturaleza de las soluciones lixivadas

### 3.2 Purificación de la solución lixiviada

En la solución obtenida de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> únicamente se eliminó Cd y se logro reducir su concentración en 99,5 %. En este caso no se eliminó Pb y Fe pues según se observó en ese estudio, no se evidenció la necesidad de hacerlo sino hasta después de llevar a cabo los ensayos de electrodeposición y analizar los depósitos catódicos que se obtuvieron pues éstos presentaron contaminación de Fe y Pb.

En la solución obtenida del proceso con HCl en primer lugar se redujo el contenido de Fe mediante incremento de pH, alcanzando una eliminación de 99,9%. Después se cementó con polvo de Zn y se alcanzaron eliminaciones de Cd y Pb de 99,1% y 99,4% respectivamente.

### 3.3 Electrodeposición

Existe una gran diferencia entre los procesos de electrodeposición para ambas soluciones. En el caso de la solución proveniente de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, fue necesario aumentar el pH de la misma hasta valores de pH entre 4 y 5 previo a la electrodeposición mediante la adición de NaOH, debido a que el pH de la misma se encontró entre 0 y 1. Se agregaron 23 g/L de NaOH. Al llevar a cabo la electrodeposición con la solución al pH inicial entre 0 y 1, el Zn depositado sobre la superficie del cátodo se disolvía nuevamente afectando la recuperación de metal. Al elevar el pH disminuyó la redisolución del Zn y aumentó la recuperación del mismo. Los depósitos catódicos obtenidos se analizaron mediante un microanalizador de fluorescencia de rayos X en un microscopio electrónico de barrido (MEB) con software EDX y se determinó que los depósitos están compuestos por 53,0 % Zn, 29,5 % O, 8,5 % Pb, 3,4 % Fe y 5,5 % Na. A partir de la concentración de Zn en los depósitos se calculó que la recuperación de Zn mediante electrodeposición fue de 50,6 % partiendo de una solución con una concentración de Zn de 72500 mg/L. Un esquema de la celda electrolítica y sus reacciones se muestra en la Fig. 8.

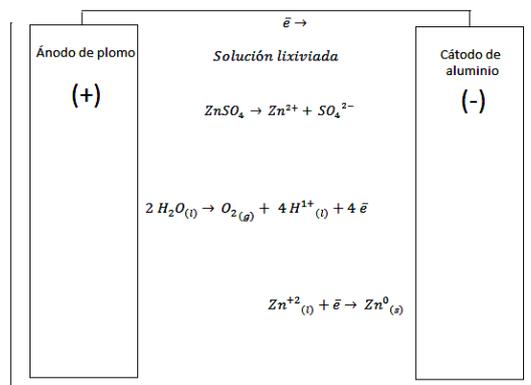


Figura 8. Esquema de celda electrolítica usada con la solución obtenida de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y sus respectivas reacciones [6]

En el caso de la solución proveniente de la lixiviación con HCl, el pH inicial fue de entre 4 y 5 debido a que en el proceso de purificación se incrementó el pH mediante la adición de NaOH y polvo de acería. Sin embargo debido a la naturaleza del proceso de electrodeposición bielectrolítico usado en éste caso, el pH de la solución descendió abruptamente al cerrar el circuito eléctrico de la celda alcanzando valores de pH < 1. Esto debido a que sobre la superficie del ánodo se produjo la hidrólisis del agua de la solución 1 M de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, produciendo iones H<sup>1+</sup>, que al ser atraídos por el campo magnético generado por la diferencia de potencial entre el cátodo y el ánodo, viajaron a través de la membrana de intercambio catiónico hacia el lado catódico, difundándose a la solución lixiviada, aumentando así la concentración de H<sup>1+</sup> y por lo tanto aumentado el potencial hidrogeno hasta pH < 1. Sin embargo, pese al descenso de pH y al contrario que en el proceso de electrodeposición con la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> se obtuvo una importante recuperación de Zn. Los depósitos obtenidos se analizaron con la misma técnica descrita anteriormente para los depósitos obtenidos con el otro agente lixivante. Se determinó que dichos depósitos están compuestos de 66,1% Zn, 12,3% O, 5,7 % Cl, 5,7 % Na y 1,3 % Fe. La solución usada en este proceso tuvo una concentración inicial de Zn de 76000 mg/L por lo que la recuperación de Zn alcanzó el 44,3 %.

Otro aspecto importante en el proceso llevado a cabo en la celda bi-electrolítica es que después de que se electrodepositó el Zn y debido a la transferencia de iones H<sup>1+</sup> de la solución 1 M de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> hacia la solución lixiviada, dichos iones reaccionaron con el ión Cl<sup>1-</sup> libre en solución formando HCl regenerando parte del ácido y se alcanzó una solución con un pH < 1 y una concentración de cloruros de 58694 mg/L. En la Fig. 9 se muestra un esquema de la celda bi-electrolítica y sus respectivas reacciones.

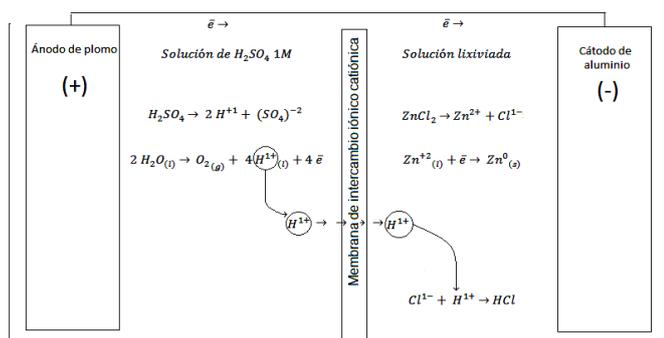


Figura 9. Esquema de celda bi-electrolítica usada con la solución obtenida de la lixiviación con HCl y sus respectivas reacciones [10]

#### 4. CONCLUSIONES

La máxima recuperación de Zn obtenida mediante lixiviación con HCl alcanzó 70,9 % en 2 h, mientras que con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> fue de 75,6 % en 8 h. La solución obtenida con HCl como lixivante se satura de Zn a partir de las 2 h de operación, ocasionando la precipitación del mismo debido a la alta concentración de Zn en el ácido usado.

La purificación de la solución lixiviada alcanzó eliminaciones de alrededor de 99 % para Cd en el caso de la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y para el Cd, Pb y Fe en el caso de la solución proveniente de la lixiviación con HCl.

La recuperación de Zn mediante electrodeposición a partir de la solución obtenida de la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> fue de 50,6 %. En la electrodeposición de Zn de la solución que se obtuvo a partir de la lixiviación con HCl se recuperó 44,3 % de Zn.

Los depósitos obtenidos de la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> presentaron contaminación de Pb y Fe de 8,5 % y 3,4 % respectivamente, mientras que los depósitos obtenidos de la solución con HCl presentaron un contenido de Fe de 1,3 %, por lo que es necesario realizar un proceso de eliminación de Fe como el incremento de pH usado en el caso de la solución de HCl y además tomar en cuenta el contenido de Pb en la solución para calcular la cantidad necesaria de polvo de Zn adicional para no solo eliminar Cd sino también Pb mediante cementación., y así lograr un depósito catódico más puro ya que pese a que en la celda bi-electrolítica se recupero menor cantidad de Zn, el depósito obtenido presentó mayor concentración de Zn y menor cantidad de impurezas metálicas respecto al depósito obtenido en la celda electrolítica común usada con la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

Usando una celda bielectrolítica se logra evitar la formación de gas Cl<sup>-1</sup>, mientras se permite la electrodeposición de Zn a partir de una solución de HCl.

Existe una pequeña ventaja entre la lixiviación con HCl sobre la lixiviación con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> en cuanto al tiempo de recuperación

de Zn. Sin embargo el llevar a cabo el proceso de electrodeposición en una celda bielectrolítica implica mayores costos por la necesidad de una solución anódica como es el caso de la solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 1 M usada en este estudio, además del costo de la membrana impermeable de intercambio catiónico y la energía eléctrica necesaria para vencer la resistencia de la membrana y la resistencia de las capas que se forman sobre la superficie de la misma. Sin embargo el beneficio de obtener una solución de HCl regenerada del proceso de electrólisis deja la puerta abierta para estudios adicionales.

Ya que los ensayos de lixiviación se llevaron a cabo con HCl grado técnico, la posibilidad de usar este tipo de ácido a escala industrial, sumado al hecho de que en la mayoría de industrias acereras también se cuenta con plantas de galvanizado que trabajan con HCl y por lo tanto disponen de HCl reciclado o regenerado, presenta una opción atractiva desde el punto de vista del reciclaje.

#### REFERENCIAS

- [1] J. Da Silva y F. Brehm. (2006). Characterization Study of Electric Arc Furnace Dust Phases. *Materials Research*. [Online]. 9(1), pp. 41. Disponible: <http://www.lume.ufrgs.br/bitstream/handle/10183/20331/000592671.pdf?sequence=1>
- [2] Land disposal restrictions for electric arc furnace dust (K061), EPA, 1991.
- [3] M. Pellizon y S. Ouki. (2008). Cement-Based Stabilisation/Solidification of Electric Arc Furnace Dust. Presentado en 1st International Conference of Hazardous Waste Management. [Online]. Disponible: <http://www.srcosmos.gr/srcosmos/showpub.aspx?aa=13100>
- [4] E. Chirila y C. Ionescu. (2011). Characterization of electric arc furnace dust. Presentado en ModTech 2011: New face of T.M.C.R. [Online]. Disponible: <http://imtuoradea.ro/auo.fmte/files-2011-v2/TCM/Chirila%20Elena%20L1.pdf>
- [5] M. Jha, V. Kumar y R. Singh. (2001). Review of hydrometallurgical recovery of Zn from industrial wastes. *Resources, conservation and recycling*, 33(1), pp. 1-22.
- [6] C. Espinoza, E. de la Torre y A. Guevara. (2012). Recuperación de Zn a partir de polvos de acería. Presentado en Hydroprocess 2013.
- [7] T. Havlik, B. Friedrich y S. Stopic. (2004). Pressure leaching of EAF Dust with sulphuric acid. *World of Metallurgy*, 57(2), pp. 113-120.
- [8] D. Xia y C. Pickles. (2000). Microwave caustic leaching of electric arc furnace dust. *Minerals Engineering*, 13(1), pp. 79-94.
- [9] C. Núñez y J. Viñals. (1984). Kinetics of leaching of Zn ferrite in aqueous hydrochloric acid solutions. *Metall. Trans.*, 15B(6), pp. 221-228.
- [10] J. Ricaurte y E. de la torre. (2013). Zinc recovery from electric-arc furnace dust by hydrochloric leaching and bi-electrolyte electrolysis. Presentado en Hydroprocess 2013.
- [11] D. Baik y D. Fray. (2000). Recovery of Zn from electric-arc furnace dust by leaching with aqueous hydrochloric acid, plating of Zn and regeneration of electrolyte. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*. [Online]. 109(3), pp. 121-128. Disponible: <http://www.ingentaconnect.com/content/maney/mpem/2000/00000109/00000003/art00002>
- [12] R. Sinclair. (2005). *The extractive metallurgy of Zn*, 1ra ed., vol. 13 Melbourne: Spectrum Series, 2005, pp. 93-97.