

# **ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL**

## **FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIA**

### **“DISEÑO DE UNA PLANTA PARA VALORIZAR LOS RESIDUOS DE POLVOS DE ACERÍA”**

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO  
QUÍMICO**

**JOSE EMILIO RICAURTE SOLIS**

emiliojoshe@hotmail.com

**DIRECTOR: ING. ERNESTO HALE DE LA TORRE CHAUVIN**

ernesto.delatorre@epn.edu.ec

**Quito, noviembre 2013**

© Escuela Politécnica Nacional (2013)  
Reservados todos los derechos de reproducción

## **DECLARACIÓN**

Yo, José Emilio Ricaurte Solís, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

---

José Emilio Ricaurte Solís

## **CERTIFICACIÓN**

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por José Emilio Ricaurte Solís bajo mi supervisión.

---

Ing. Ernesto de la Torre Chauvin  
**DIRECTOR DE PROYECTO**

## **AUSPICIO**

La presente investigación contó con el auspicio financiero de la empresa NOVACERO S.A y el Proyecto Semilla PIS 12-39 de la Escuela Politécnica Nacional, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

## **AGRADECIMIENTOS**

Se agradece a todas las personas que colaboraron en la realización de este proyecto, especialmente al Ing. Ernesto de la Torre, Ing. Darwin Vera e Ing. Catherine Donoso.

También agradezco a mi compañero y amigo Juan Pablo Serrano por apoyarme en todos los años de carrera universitaria y en la resolución de los innumerables problemas que se presentaron en la elaboración de este proyecto.

Mis compañeros Isaac Meza, Carolina Jerez, Dayan Moya y Carla Belín también merecen un agradecimiento por la ayuda constante a lo largo de un año de trabajo experimental.

Finalmente agradezco a todo el personal del DEMEX, Ing. Alicia Guevara, Doña Magui, Ing. Dianita Endara, Eve, Don Clever y Doña Verito por ayudarme con todos los análisis, consultas y favores necesarios para poder terminar este proyecto de titulación.

## **DEDICATORIA**

La realización de este proyecto va dedicada a toda mi familia, quienes han esperado con muchas ganas el momento de la culminación de mi carrera universitaria.

## ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINA
<b>RESUMEN</b>	<b>xiii</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b>	<b>xv</b>
<b>1 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA</b>	<b>1</b>
1.1 Generación de polvos de acería en la industria del acero	1
1.2 Procesos industriales utilizados para recuperar zinc de polvos de acería	4
1.2.1 Procesos tradicionales	4
1.2.2 Nuevas tecnologías para recuperación de zinc a partir de polvos de acería	6
1.2.2.1 Lixiviación presurizada	6
1.2.2.2 Lixiviación con microondas	6
1.2.2.3 Tostación y lixiviación caustica	7
1.2.3 Recuperación de zinc mediante lixiviación con HCl y electrodeposición	10
1.2.3.1 Lixiviación de polvos de acería con HCl como agente lixivante	13
1.2.3.2 Purificación de la solución lixiviada	15
1.2.3.3 Electrodeposición de zinc	18
1.2.3.4 Membrana de intercambio iónico	24
1.2.3.5 Procesos con membranas impermeables	28
1.3 Implicaciones ambientales de los polvos de acería	30
1.3.1 Técnicas de confinamiento de polvos de acería	32
1.3.1.1 Estabilización/solidificación de polvos de acería a base de cemento	32
1.3.1.2 Vitrificación de polvos de acería	33
<b>2 PARTE EXPERIMENTAL</b>	<b>35</b>
2.1 Caracterización física, química y mineralógica de los polvos de acería	37
2.1.1 Origen de las muestras	37
2.1.2 Caracterización física de los residuos de polvos de acería	38
2.1.2.1 Análisis granulométrico de los residuos de polvos de acería	38
2.1.2.2 Determinación de la densidad aparente de los residuos de polvos de acería	40
2.1.2.3 Determinación de la densidad real de los residuos de polvos de acería	40
2.1.3 Caracterización química de los residuos de polvos de acería	41
2.1.3.1 Determinación del pH de los residuos de polvos de acería	41
2.1.3.2 Determinación de la concentración de metales de los residuos de polvos de acería	41
2.1.3.3 Caracterización toxicológica de los residuos de polvos de acería	43



2.1.4	Propiedades mineralógicas de los residuos de polvos de acería	43
2.2	Evaluación del proceso de lixiviación	43
2.2.1	Determinación de condiciones de lixiviación	44
2.2.2	Estudio de la cinética de la lixiviación	45
2.3	Evaluación del proceso de electrodeposición	46
2.3.1	incremento de pH	46
2.3.2	Cementación con polvo de zinc	47
2.3.3	Electrodeposición	48
2.3.4	Fusión de los depósitos catódicos	51
2.4	Dimensionamiento de equipos	51
2.4.1	Determinación del diagrama de flujo del proceso	52
2.4.2	Tanques agitados para los procesos de lixiviación con HCl, incremento de pH y cementación con polvo de zinc	53
2.4.3	Filtro prensa	53
2.4.4	Celda bi-electrolítica	54
2.5	Análisis económico preliminar	54
<b>3</b>	<b>RESULTADOS Y DISCUSIÓN</b>	<b>57</b>
3.1	Caracterización física, química y mineralógica de los polvos de acería	57
3.1.1	Caracterización Física	57
3.1.2	Caracterización Mineralógica	57
3.1.3	Caracterización Química	58
3.1.3.1	Toxicidad TCLP	59
3.1.3.2	Potencial hidrógeno (pH)	61
3.2	Determinación de las condiciones de lixiviación	62
3.2.1	Ensayos de lixiviación al 1 % de sólidos	62
3.2.2	Ensayos de lixiviación al 10 % de sólidos	63
3.2.3	Ensayos de lixiviación al 30 % de sólidos	64
3.2.4	Comparación de los ensayos de lixiviación	65
3.3	Estudio de la cinética de lixiviación	67
3.3.1	Ensayos de lixiviación al 1 % de sólidos	67
3.3.2	Ensayos de lixiviación al 10 % de sólidos	67
3.3.3	Ensayos de lixiviación al 30 % de sólidos	69
3.3.4	Comparación de los ensayos de lixiviación	71
3.4	Evaluación del proceso de electrodeposición	74
3.4.1	Purificación de la solución lixiviada	74
3.4.1.1	Incremento de pH de la solución lixiviada	74
3.4.1.2	Cementación con polvo de zinc	76
3.4.2	Electrodeposición	83
3.4.3	Fusión de los depósitos catódicos	94
3.5	Dimensionamiento de equipos	95

3.5.1	Determinación del diagrama de flujo de proceso	95
3.5.2	Condiciones de operación	97
3.5.3	Balance de masa	98
3.5.4	Balance de energía	100
3.5.5	Determinación de las dimensiones de los equipos	100
3.5.5.1	Tanque de lixiviación	101
3.5.5.2	Tanque de incremento de pH	102
3.5.5.3	Tanque de cementación con polvo de zinc	104
3.5.5.4	Filtro prensa	104
3.5.5.5	Celda electrolítica	106
3.6	Análisis económico preliminar	111
3.6.1	Gastos de la implementación de la planta	111
3.6.2	Ingresos de la planta	117
3.6.3	Evaluación de pre factibilidad económica	118
<b>4</b>	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>120</b>
4.1	Conclusiones	120
4.2	Recomendaciones	123
	<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	<b>124</b>
	<b>ANEXOS</b>	<b>132</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
<b>Tabla 1.1.</b>	Potencial del electrodo estándar	18
<b>Tabla 2.1.</b>	Ensamble de tamices estandarizados usado análisis granulométrico	39
<b>Tabla 3.1.</b>	Propiedades físicas de las muestras	57
<b>Tabla 3.2.</b>	Resultados de difracción de rayos X	58
<b>Tabla 3.3.</b>	Resultados de espectrofotometría de absorción atómica	59
<b>Tabla 3.4.</b>	Caracterización toxicológica de muestra 1 (Tomada del ciclón separador)	60
<b>Tabla 3.5.</b>	Caracterización toxicológica de muestra 2 (Tomada del filtro de mangas)	61
<b>Tabla 3.6.</b>	Potencial hidrógeno de los residuos de polvos de acería (pH)	62
<b>Tabla 3.7.</b>	Cantidad de NaOH y polvo de acería requeridas para elevar el pH de la solución lixiviada a pH entre 4 y 5	75
<b>Tabla 3.8.</b>	Porcentaje de eliminación de metales con el aumento de pH	76
<b>Tabla 3.9.</b>	Datos usados para el cálculo de la cantidad de polvo de Zn según Sinclair	76
<b>Tabla 3.10.</b>	Proporciones de polvo de Zn usadas en el proceso de cementación	77
<b>Tabla 3.11.</b>	Eliminación de Zn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	78
<b>Tabla 3.12.</b>	Eliminación de Fe respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	79
<b>Tabla 3.13.</b>	Eliminación de Cd respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	80
<b>Tabla 3.14.</b>	Eliminación de Pb respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	81
<b>Tabla 3.15.</b>	Eliminación de Mn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	82

<b>Tabla 3.16.</b>	Porcentajes de eliminación de Zn, Fe, Cd, Pb y Mn a las mejores condiciones de purificación (NaOH, 87 g/L; Polvo de acería 53 g/L; Polvo de Zn 10 g/L)	83
<b>Tabla 3.17.</b>	Datos usados para la determinación del tiempo de operación de la celda bi-electrolítica	84
<b>Tabla 3.18.</b>	Condiciones de operación de la celda bi-electrolítica	84
<b>Tabla 3.19.</b>	Composición inicial de la solución usada en la electrodeposición	85
<b>Tabla 3.20.</b>	Recuperación de metales por electrodeposición según espectrofotometría de absorción atómica (%)	85
<b>Tabla 3.21.</b>	Masa de depósitos recuperados a partir de 100 mL de solución por electrodeposición a cada densidad de corriente durante el tiempo teórico calculado según las leyes de Faraday	87
<b>Tabla 3.22.</b>	Composición de depósitos obtenida con el microanalizador de fluorescencia de rayos X del microscopio electrónico de barrido (MEB) con software EDX	87
<b>Tabla 3.23.</b>	Consumo energético de la celda bi-electrolítica en el rango estudiado de densidades de corriente para 100 mL de solución lixiviada	91
<b>Tabla 3.24.</b>	Parámetros y resultados del proceso de fusión	94
<b>Tabla 3.25.</b>	Condiciones de operación para lixiviación con HCl	97
<b>Tabla 3.26.</b>	Condiciones de operación para incremento de pH mediante adición de Cal P-24 y polvo de acería para precipitar Fe	97
<b>Tabla 3.27.</b>	Condiciones de operación para cementación con polvo de Zn	97
<b>Tabla 3.28.</b>	Condiciones de operación de electrodeposición en celda bi-electrolítica	98
<b>Tabla 3.29.</b>	Condiciones de operación de fusión de depósitos obtenidos de la electrodeposición	98
<b>Tabla 3.30.</b>	Consumo de energía diario de los equipos principales de la planta	100
<b>Tabla 3.31.</b>	Dimensiones de tanque de lixiviación	101
<b>Tabla 3.32.</b>	Dimensiones de tanque de lixiviación según catálogo	102
<b>Tabla 3.33.</b>	Dimensiones de tanque de incremento de pH	103

<b>Tabla 3.34.</b>	Dimensiones de tanque de incremento de pH según catálogo	103
<b>Tabla 3.35.</b>	Dimensiones de tanque de cementación con polvo de Zn	104
<b>Tabla 3.36.</b>	Dimensiones de tanque de cementación con polvo de Zn según catálogo	104
<b>Tabla 3.37.</b>	Resultados del ensayo de sedimentación de la pulpa obtenida del proceso de lixiviación	105
<b>Tabla 3.38.</b>	Dimensiones del filtro prensa	105
<b>Tabla 3.39.</b>	Dimensiones de la celda bi-electrolítica	106
<b>Tabla 3.40.</b>	Costo de los equipos principales de la planta de valorización de residuos de polvos de acería	111
<b>Tabla 3.41.</b>	Reactivos e insumos para el arranque de la planta	113
<b>Tabla 3.42.</b>	Reactivos e insumos para la operación diaria de la planta	113
<b>Tabla 3.43.</b>	Inversión Fija para instalación de la planta y operación durante un año	114
<b>Tabla 3.44.</b>	Sueldo de empleados de la planta	114
<b>Tabla 3.45.</b>	Factores de costos variables anuales proporcionales a la inversión fija	115
<b>Tabla 3.46.</b>	Tabla de amortización del capital prestado	116
<b>Tabla 3.47.</b>	Costo de producción anual	117
<b>Tabla 3.48.</b>	Costo de producción por tonelada de Zn recuperada	117
<b>Tabla 3.49.</b>	Ingresos anuales por venta de Zn recuperado	117
<b>Tabla 3.50.</b>	Comparación: Costo de producción de Zn vs ingresos por venta de Zn	118
<b>Tabla 3.51.</b>	Indicadores económicos	118
<b>Tabla 3.52.</b>	Flujo de fondos del proyecto	119
<b>Tabla AI.1.</b>	Límites máximos permisibles de descarga al sistema de alcantarillado público	132

<b>Tabla AII.2.</b> Límites analíticos de detección para un contaminante en el suelo (elementos inorgánicos)	134
<b>Tabla AV.1.</b> Parámetros para el dimensionamiento de la celda bi-electrolítica	172
<b>Tabla AV.2.</b> Parámetros de operación de la celda bi-electrolítica	174
<b>Tabla AV.3.</b> Dimensiones de la celda bi-electrolítica para la planta de valorización de los residuos de polvos de acería	175

## ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
<b>Figura 1.1.</b>	Mecanismos de formación de polvos de acería	2
<b>Figura 1.2.</b>	Esquema del proceso de tostación y lixiviación cáustica	9
<b>Figura 1.3.</b>	Relación estequiométrica de NaOH respecto a la cantidad de Zn presente en el polvo de acería	10
<b>Figura 1.4.</b>	Recuperación de Zn mediante lixiviación con H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 150 g/L, 30 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación	11
<b>Figura 1.5.</b>	Recuperación de Zn lixiviando con H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , HCl y HNO <sub>3</sub> (1 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación)	12
<b>Figura 1.6.</b>	Recuperación de Zn lixiviando con ácido acético y tartárico (1 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación)	12
<b>Figura 1.7.</b>	Recuperación de Zn lixiviando con cianuro de sodio (1 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación)	13
<b>Figura 1.8.</b>	Esquema del mecanismo de lixiviación	14
<b>Figura 1.9.</b>	Esquema de celda electrolítica	19
<b>Figura 1.10.</b>	Membrana de intercambio catiónico formada por estireno y butadieno	25
<b>Figura 1.11.</b>	Membrana de intercambio aniónico formada por estireno y butadieno	25
<b>Figura 1.12.</b>	Esquema de membrana de intercambio catiónico	26
<b>Figura 1.13.</b>	Esquema de electrodiálisis convencional aplicada a ácidos orgánicos. (a) desmineralización; (b) concentración. MX: ácido orgánico o sal; NY: sal inorgánica; Z: sustancia neutral o sal inorgánica de baja concentración	29
<b>Figura 2.1.</b>	Esquema del procedimiento experimental	36
<b>Figura 2.2.</b>	Esquema de sistema de extracción de gases del horno de arco eléctrico y puntos de muestreo	37
<b>Figura 2.3.</b>	Esquema de ensayo para determinación de condiciones óptimas de lixiviación	44

<b>Figura 2.4.</b>	Esquema de conexión de la celda bi-electrolítica usada para los ensayos de electrodeposición	49
<b>Figura 2.5.</b>	Fuente eléctrica marca Lambda con regulador de voltaje y amperaje usada en los ensayos de electrodeposición	49
<b>Figura 2.6.</b>	Esquema de cátodo con depósito metálico adherido después del proceso de electrodeposición y sus respectivas medidas	50
<b>Figura 2.7.</b>	Depósitos metálicos recuperados del proceso de electrodeposición	50
<b>Figura 3.1.</b>	Resultados de lixiviación de residuos de polvos de acería con HCl al 1 % de sólidos	63
<b>Figura 3.2.</b>	Resultados de lixiviación de residuos de polvos de acería con HCl al 10 % de sólidos	64
<b>Figura 3.3.</b>	Resultados de lixiviación de residuos de polvos de acería con HCl al 30 % de sólidos	65
<b>Figura 3.4.</b>	Comparación de los resultados de recuperación de Zn a los distintos porcentajes de sólidos y concentraciones de HCl	66
<b>Figura 3.5.</b>	Recuperación de Zn con 10 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante	68
<b>Figura 3.6.</b>	Recuperación de Fe con 10 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante	69
<b>Figura 3.7.</b>	Recuperación de Zn con 30 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante	70
<b>Figura 3.8.</b>	Recuperación de Fe con 30 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante	71
<b>Figura 3.9.</b>	Recuperación de Zn mediante lixiviación con HCl a concentración constante	72
<b>Figura 3.10.</b>	Recuperación de Fe mediante lixiviación con HCl a concentración constante	73
<b>Figura 3.11.</b>	Eliminación de Zn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	78
<b>Figura 3.12.</b>	Eliminación de Fe respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	79
<b>Figura 3.13.</b>	Eliminación de Cd respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	80



<b>Figura 3.14.</b>	Eliminación de Pb respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	81
<b>Figura 3.15.</b>	Eliminación de Mn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada	82
<b>Figura 3.16.</b>	Recuperación de metales por electrodeposición según espectrofotometría de absorción atómica	85
<b>Figura 3.17.</b>	Deposito catódico obtenido a 2 000 A/m <sup>2</sup> (28,36 % Zn; 28,36 % O, 18,55 % Cl)	88
<b>Figura 3.18.</b>	Deposito catódico obtenido a 2 000 A/m <sup>2</sup> (Microscopio electrónico de barrido TESCAN VEGA)	88
<b>Figura 3.19.</b>	Deposito catódico obtenido a 1 150 A/m <sup>2</sup> (52,08 % Zn; 20,50 % O; 12,12 % Cl)	89
<b>Figura 3.20.</b>	Deposito catódico obtenido a 1 150 A/m <sup>2</sup> (Microscopio electrónico de barrido TESCAN VEGA)	89
<b>Figura 3.21.</b>	Deposito catódico obtenido a 725 A/m <sup>2</sup> (66,10 % Zn; 12,32 % O; 5,35 % Cl)	90
<b>Figura 3.22.</b>	Deposito catódico obtenido a 725 A/m <sup>2</sup> (Microscopio electrónico de barrido TESCAN VEGA)	90
<b>Figura 3.23.</b>	Consumo energético de electrodeposición vs Densidad de corriente aplicada vs Tiempo de operación de la celda	92
<b>Figura 3.24.</b>	Desarrollo del proceso de electrodeposición. (De izquierda a derecha: t=0 h, t=2 h, t=5 h). (Lado izquierdo de celda: Solución H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> . Lado derecho de celda: Solución lixiviada)	92
<b>Figura 3.25.</b>	Esquema de las reacciones producidas en la celda bi-electrolítica	93
<b>Figura 3.26.</b>	Zn metálico recuperado	94
<b>Figura 3.27.</b>	Diagrama de flujo del proceso de valorización de residuos de polvos de acería	96
<b>Figura 3.28.</b>	Balance de masa global de línea de proceso de valorización de residuos de polvos de acería de 2,5 t/día	99
<b>Figura 3.29.</b>	Diagrama PFD de Planta de valorización de residuos de polvos de acería	108
<b>Figura 3.30.</b>	Diagrama Lay Out de Planta de valorización de residuos de polvos de acería	109

- Figura 3.31.** Diagrama de Corte Lateral de Planta de valorización de residuos de polvos de acería 110
- Figura AV.1.** Esquema de dimensiones de la celda bi-electrolítica para la planta de valorización de los residuos de polvos de acería 175

**ÍNDICE DE ANEXOS**

	<b>PÁGINA</b>
<b>ANEXO I</b> Normativa ambiental	133
<b>ANEXO II</b> Caracterización de los residuos de polvos de acería	136
<b>ANEXO III</b> Balances metalúrgicos de determinación de condiciones de lixiviación	156
<b>ANEXO IV</b> Balances metalúrgicos de estudio de la cinética de lixiviación	166
<b>ANEXO V</b> Catálogos de equipos y materiales seleccionados	173
<b>ANEXO VI</b> Dimensionamiento de celda bi-electrolítica y determinación del consumo eléctrico	181

## RESUMEN

Se diseñó una planta para valorizar 5 t/día de residuos de polvos de acería mediante lixiviación con HCl y posterior electrodeposición del Zn lixiviado en una celda bi-electrolítica.

Se caracterizaron física, química y mineralógicamente 2 muestras de residuos de polvos de acería obtenidas de distintos puntos del sistema de extracción de gases del horno de arco eléctrico. La muestra de polvo de acería, obtenida del filtro de mangas del sistema, presentó una composición de 30 % Zn, 16 % Fe, 1 % Cd y 1 % Pb, mientras que la muestra obtenida del ciclón separador previo al filtro de mangas presentó una composición de 6 % Zn, 23 % Fe, > 0,01 % Cd y 0,15 % Pb.

Se realizaron ensayos de lixiviación agitada mecánicamente, variando la concentración de la solución de HCl (50, 100 y 150 g/L), el porcentaje de sólidos (10 y 30 %), el tiempo de lixiviación (0,5; 1,0; 1,5; 2,0; 3,0; 4,0; 6,0 y 8,0 h) y posteriormente se realizaron ensayos de purificación de la solución lixiviada mediante el incremento del pH para eliminar el Fe y la cementación con polvo de Zn para eliminar Cd y Pb.

Para recuperar el Zn en solución se construyó una celda bi-electrolítica, la cual separa la solución lixiviada del ánodo para evitar la formación de gas  $\text{Cl}_2$ . La celda se diseñó con 2 compartimentos, uno para la solución lixiviada junto con un cátodo de Al y otro para una solución 1 M de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  y un ánodo de Pb. Ambos compartimentos se separaron mediante una membrana impermeable de intercambio iónico catiónica, que permite únicamente el paso de iones  $\text{H}^+$ . En la celda se realizaron ensayos de electrodeposición de Zn variando la densidad de corriente (725, 1 150 y 2 000  $\text{A/m}^2$ ) y posteriormente los depósitos catódicos obtenidos en el proceso se fundieron para recuperar Zn metálico.

La mayor recuperación de Zn alcanzada mediante lixiviación con HCl fue de 70,92 %, al trabajar con una solución de 150 g/L de HCl, 30 % de sólidos y 2 h de

operación. El proceso de purificación alcanzó eliminaciones de Fe, Cd y Pb de alrededor de 99 %. Se logró depositar el 64,15 % del Zn en solución mediante electrodeposición, aplicando una densidad de corriente de 725 A/m<sup>2</sup>. Los depósitos catódicos se fundieron a 450 °C y se obtuvo en forma metálica el 68,44 % del Zn presente en los depósitos. La recuperación total de Zn en el proceso alcanzó 31,67 %.

Se realizó el análisis económico preliminar y se determinó que la implementación de la planta con capacidad para valorizar 5 t/día de residuos de polvos de acería es económicamente viable con un TIR de 82,14 %, VAN de \$ 309 828,73 y un tiempo de retorno de la inversión de 10 meses.

## INTRODUCCIÓN

Las empresas siderúrgicas que fabrican acero mediante fusión de chatarra en hornos de arco eléctrico generan entre 12 y 15 kg de residuos de polvos de acería por cada tonelada de acero producida y se consideran como desecho peligroso K061 debido a su alto contenido de metales pesados como Pb, Cd y Cr (Da Silva y Brehm, 2006, p. 41; Ioana y Balescu, 2009, p. 10; EPA, 1991, p. 41164).

Actualmente las principales empresas siderúrgicas del Ecuador, NOVACERO S.A., ANDEC-FUNASA y ADELCA C.A. producen acero mediante el uso de hornos de arco eléctrico y por lo tanto generan residuos de polvos de acería. Dichas empresas desechan estos polvos residuales 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 (Pellizon y Ouki, 2008, p. 2).

Según la producción de acero de las empresas antes mencionadas que es de alrededor de 570 000 t/año y el promedio de producción de residuos de polvos de acería que es de 13,5 kg/t de acero producido, se calculó que se debe tratar y disponer de alrededor de 9 000 t/año de dichos residuos, requiriéndose grandes cantidades de cemento y espacio suficiente para su disposición final, lo que implica un costo para las empresas fabricantes de acero (Acerotek, 2009).

Para extraer Zn a partir de polvos de acería, se puede usar HCl como agente lixivante debido a su selectividad hacia el Zn (Núñez y Viñals, 1984, p. 221). Sin embargo, el Zn disuelto en la solución debe ser recuperado en forma metálica mediante electrodeposición y el contacto entre la solución lixiviada y el ánodo forma gas  $\text{Cl}_2$ . Para evitar la formación de gas  $\text{Cl}_2$  en este estudio, se trabajó con una celda bi-electrolítica para separar el ánodo de la solución lixiviada mediante una membrana impermeable de intercambio iónico catiónica (Baik y Fray, 2000, p. 122).

La membrana de intercambio iónico usada permite únicamente el paso de iones con carga positiva debido a que en la estructura polimérica de la membrana se encuentran fijadas moléculas con carga negativa. Estas moléculas toman el nombre de cargas fijas y permiten que únicamente partículas con carga positiva atraviesen la membrana debido a la atracción entre estas y las cargas fijas. Las partículas de signo igual a las cargas fijas son repelidas impidiendo su paso de una fase a otra a través de la membrana. Estas membranas también tienen permeabilidad selectiva debido a la conformación física de la estructura polimérica y permiten el paso de iones específicos. En este caso la membrana usada favorece el paso de los iones  $H^+$ .

Los iones  $H^+$  generados por la hidrólisis del agua sobre la superficie del ánodo, viajan del extremo anódico al extremo catódico a través de la membrana de intercambio catiónico gracias al campo eléctrico generado por la aplicación de la diferencia de potencial entre el cátodo y el ánodo, reaccionando con los iones  $Cl^{-1}$  presentes en la solución lixiviada formando HCl (Montes y Álvarez, 2009, p. 493).

La presencia de metales tales como Fe, Cd y Pb en la solución resultante de la lixiviación de EAFD, presenta un gran problema en la electrólisis, puesto que reduce la recuperación de Zn y además contamina el Zn depositado. El Fe presenta un mayor problema, ya que, por un lado, se deposita junto con el Zn contaminando el depósito y, por otra parte, la presencia de este metal disminuye la eficiencia eléctrica de la celda debido a que el ion  $Fe^{+2}$  se oxida continuamente en el ánodo y el ion  $Fe^{+3}$  se reduce continuamente en el cátodo (Sinclair, 2005, p. 93).

Existen procesos de purificación que alteran la solubilidad de los metales no deseados mediante la variación del pH, precipitándolos. El ion  $Fe^{+3}$  precipita al presentarse un pH de entre 4 y 5, a diferencia del ion  $Fe^{+2}$ , que se mantiene estable en este intervalo de pH. Para precipitar el  $Fe^{+2}$  se lo debe oxidar a  $Fe^{+3}$  y esto se puede lograr con aireación (Baik y Fray, 2000, p. 124).

El pH de la solución lixiviada es ácido en el orden de 0,5 a 3,0 y se lo puede incrementar mediante la adición de una base como por ejemplo NaOH o incluso EAFD debido a que tiene pH básico en el orden de 12 y 13. Para eliminar el contenido de metales tales como Cd y Pb, se utiliza polvo de Zn en un proceso denominado cementación. El proceso consiste en poner la solución lixiviada en contacto con el polvo de Zn de manera que, por la acción de la diferencia de los potenciales de electrodo estándar entre el Zn y los metales a ser removidos, estos últimos se depositan en el polvo de Zn para ser posteriormente separados.

El alto contenido de Zn (30%) en los residuos de polvos de acería hace atractiva la posibilidad de recuperar este metal, logrando así además reducir la cantidad del mismo en los residuos, ya que su presencia dificulta el proceso de solidificación y estabilización con cemento para la posterior disposición de dichos desechos en depósitos industriales, debido a que alarga el tiempo de fraguado de la mezcla. Es por este motivo que se quiere valorizar los residuos de polvos de acería mediante un proceso que permita la recuperación de Zn metálico como un producto comercial.



# 1 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

## 1.1 GENERACIÓN DE POLVOS DE ACERÍA EN LA INDUSTRIA DEL ACERO

La industria del acero juega un papel importante en el desarrollo a nivel mundial por ser uno de los materiales más usados para la construcción gracias a que es muy dúctil y resistente. La producción de acero a nivel mundial en el año 2012 fue de 1 548 millones de toneladas, creciendo respecto a la demanda del año anterior alentada por la recuperación económica (World Steel Association, 2013).

Como en todo proceso industrial, la elaboración de un producto genera subproductos y la industria del acero no es la excepción. Se estima que se generan entre 12 y 15 kg de residuos en forma de polvo por cada tonelada de acero producida a partir de la fundición de chatarra en hornos de arco eléctrico (Da Silva y Brehm, 2006, p. 41; Ioana y Balescu, 2009, p. 10).

Estos residuos se denominan polvos de acería y están clasificados por la Agencia de Protección del Medioambiente de los Estados Unidos de América (EPA) por sus siglas en inglés, como desecho tóxico K061 por su alto contenido de metales como Pb, Cd y Cr (EPA, 1991, p. 41164).

Para entender el proceso de formación de los polvos de acería se debe conocer el proceso de fundición de chatarra en el horno de arco eléctrico, el cual se puede dividir en las siguientes etapas (Guézennec, Huber, Patisson, Sessiecq, Birat y Ablitzer, 2005, p. 2):

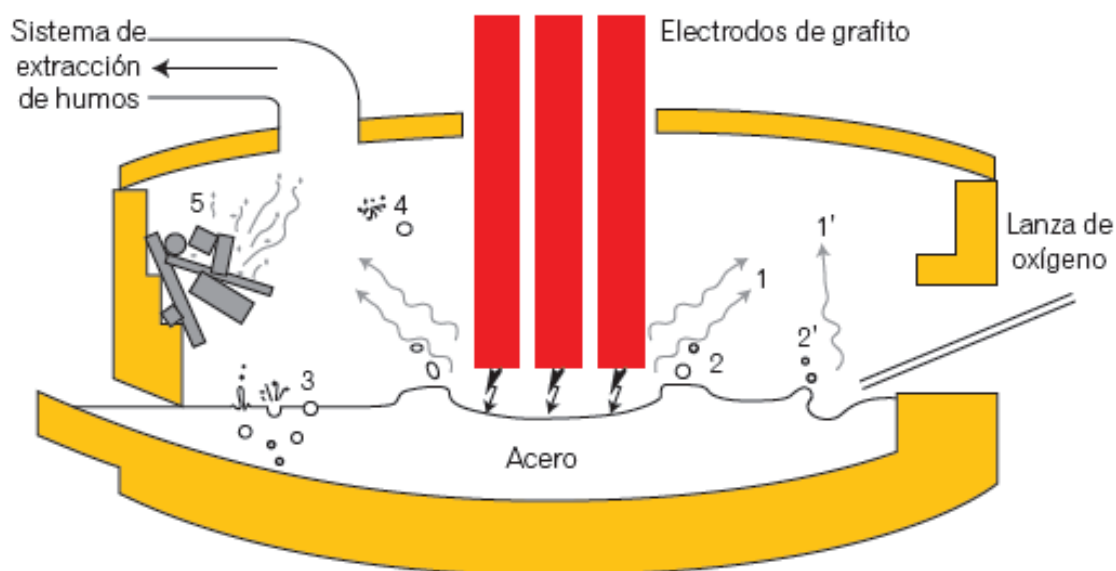
- Carga del horno: Se carga la chatarra y otros elementos como arrabio, carburo de calcio, clinker, etc.
- Fusión de la carga: Se forma un arco eléctrico entre los electrodos de grafito y la chatarra, produciendo la fusión de ésta, formándose un baño de acero cubierto por una capa de escoria. En este punto del proceso se empiezan a

volatilizar los metales con mayor presión de vapor a la temperatura de trabajo como el Zn y el Cd.

- Afino: Se remueve P del baño de acero y se inyecta  $O_2$  para promover la remoción de C en forma de CO, que a su vez ayuda a la remoción de otros gases contenidos en el baño.
- Formación de escoria: Las burbujas de CO que atraviesan la escoria promueven su textura espumosa.
- Vaciado del acero líquido: Se da una vez que se haya controlado la temperatura y composición química del baño.

La formación de los polvos de acería tiene lugar en las etapas 2da, 3ra y 4ta antes descritas debido a la emisión de vapores metálicos, gotas de metal y partículas sólidas, todos estos componentes llamados precursores.

En la Figura 1.1 se muestra los mecanismos de formación de las partículas que conforman el polvo de acería (Guézennec et al., 2005, p. 7):



**Figura 1.1.** Mecanismos de formación de polvos de acería  
(Madías, 2009, p.28)

- Volatilización en los puntos más calientes del arco (1) y en la zona de impacto del chorro de  $O_2$  (1').
- Proyección de gotas de metal fundido en los puntos de impacto del arco eléctrico (2) y en la zona de impacto del chorro de  $O_2$  (2').
- Proyección de gotas de metal fundido por el estallido de burbujas de CO provenientes de la decarburización del baño de acero (3).
- Estallido de gotas en contacto con la atmosfera oxidante del horno (4).
- Arrastre directo de partículas sólidas por la adición de materiales en polvo al interior del horno (5).

Después de que se han desprendido los precursores y mientras son transportados a la casa de humos como se le denomina comúnmente al sistema de extracción de gases que termina en un filtro de mangas, se da la conversión de éstos por transformaciones físicas como condensación, solidificación rápida de las gotas de metal, aglomeración, coalescencia de las partículas, y transformaciones químicas como oxidación, que dan origen a la formación del polvo de acería (Guézennec et al., 2005, p. 7).

Un método muy extendido para la protección de aceros contra la corrosión es la electrodeposición de Zn sobre la superficie del mismo. A este método de protección se lo denomina galvanizado y se lo utiliza para proteger tuberías, planchas, alambres y muchas otras aplicaciones metálicas. Por ser un método de protección muy efectivo y económico, su uso es muy extendido y por lo tanto también se dispone de mucha chatarra galvanizada, siendo esta la fuente de Zn para los polvos de acería (Madías, 2009, p. 26).

El Zn al tener una alta presión de vapor a la temperatura de trabajo de los hornos de arco eléctrico, aproximadamente 2 000 (mm Hg) a 1 500 °C, se volatiliza fácilmente y es extraído por el sistema de succión de gases y así pasa a formar parte del polvo de acería (Oustadakis, Tsakiridis, Katsiapi y Agatzini-Leonardou, 2010, p. 1; Schneider y Stoll, 1941, p. 530).

Esto sumado a la gran cantidad de chatarra galvanizada que se funde en los hornos de arco eléctrico para la producción de acero genera polvos de acería con un alto contenido de Zn en el orden del 30 % en peso y es por ese alto contenido que procesos para la recuperación del mismo se hacen necesarios por 2 motivos, exigencias ambientales que restringen el contenido de metales pesados en los desechos de polvos de acería y la necesidad de recuperar el Zn para reciclarlo dándole nuevos usos y así obtener un beneficio económico.

## **1.2 PROCESOS INDUSTRIALES UTILIZADOS PARA RECUPERAR ZINC DE POLVOS DE ACERÍA**

En la coyuntura actual se hace imperante el reciclaje de metales para conservar el medio ambiente así como también se hace necesario dar un mejor tratamiento a los residuos generados por las industrias siderúrgicas para cumplir con las normas ambientales que son cada vez más exigentes.

A la par de desarrollar nuevos procesos que traten los residuos de la industria siderúrgica para hacerlos menos tóxicos y más amigables con el ambiente también se busca generar una ganancia con dichos procesos extrayendo de los residuos elementos que tengan un valor comercial como es el caso de los metales pesados como el Zn, Cd y Pb.

### **1.2.1 PROCESOS TRADICIONALES**

La cantidad en que se generan los polvos de acería por la producción de acero (12-15 kg/t de acero producido) y su carácter tóxico debido a su contenido de metales como Zn, Pb y Cd, hacen necesario el desarrollo de procesos de tratamiento que permitan obtener un residuo menos dañino para el ambiente al momento de su disposición final, así como también procesos que permitan reciclar Zn debido a la alta concentración del metal en los polvos de acería. El Zn

se puede recuperar como ZnO o Zn metálico, siendo la última la opción más deseable debido a las múltiples aplicaciones del Zn metálico.

Existen procesos pirometalúrgicos e hidrometalúrgicos para recuperar Zn de polvos de acería, entre los cuales el más conocido es el proceso pirometalúrgico Waelz, cuyo objetivo es recuperar ZnO mediante fusión reductora de los polvos de acería con coque como agente reductor. Otro proceso pirometalúrgico mediante el cual se obtiene ZnO es el proceso en horno Mitsui, horno al cual se alimentan briquetas autoreductoras de polvo de acería junto con carbón como agente reductor (Espinoza, 2012, p. 31).

Los procesos hidrometalúrgicos tienen una ventaja sobre los procesos pirometalúrgicos debido a que se puede recuperar Zn electrolítico con menor contenido de impurezas. La mayoría de procesos hidrometalúrgicos en los cuales se desea obtener Zn metálico a partir de polvos de acería constan de una fase de lixiviación en la cual se solubiliza el Zn, la fase de purificación de la solución lixiviada para eliminar impurezas, la fase de electrodeposición en la cual se deposita el Zn disuelto de la solución lixiviada para posteriormente pasar a la última fase en la cual el depósito recuperado se funde para obtener Zn metálico. Los procesos hidrometalúrgicos de recuperación de Zn a partir de polvos de acería se diferencian principalmente de acuerdo al agente lixivante usado.

El agente lixivante más usado es el  $\text{H}_2\text{SO}_4$  debido a su bajo costo y a su buena eficiencia lixiviando a bajas temperaturas (Baik y Fray, 2000, p. 121). Sin embargo el Zn también puede ser recuperado usando otros ácidos fuertes como HCl y  $\text{HNO}_3$ , ácidos orgánicos como el  $\text{C}_4\text{H}_6\text{O}_6$  o el  $\text{C}_2\text{H}_4\text{O}_2$  y también NaCN, obteniendo recuperaciones superiores al 70 % (Espinoza, de la Torre y Guevara, 2012, p. 5).

## **1.2.2 NUEVAS TECNOLOGÍAS PARA RECUPERACIÓN DE ZINC A PARTIR DE POLVOS DE ACERÍA**

El desarrollo de nuevas tecnologías económicamente rentables que permitan extraer Zn y otros metales de los polvos de acería es imprescindible para la industria del acero puesto que los altos costos que representan las actuales técnicas de reciclado de polvos de acería o bien los procesos de disposición final de los mismos en depósitos industriales, afectan directamente el precio del acero a nivel mundial.

### **1.2.2.1 Lixiviación presurizada**

La lixiviación de los polvos de acería se realiza con  $H_2SO_4$  en un autoclave a una temperatura de 250 °C y presión absoluta de 41 bars durante 1 h manteniendo agitación constante a 700 rpm. Se trabaja con una relación ácido/polvo de acería igual a 1,2 obteniéndose recuperaciones de Zn de alrededor de 60 % y una relación de recuperación de Zn/Fe igual a 6,7, lo que muestra una lixiviación selectiva hacia el Zn. La solución resultante sin embargo, requiere de procesos de purificación previos a la recuperación de Zn por electrodeposición. Se puede aumentar la selectividad hacia el Zn disminuyendo la relación ácido/polvo de acería hasta 0,4, alcanzando relaciones de recuperación Zn/Fe iguales a 42,2, sin embargo la recuperación de Zn se ve disminuida (Havlik, Friedrich y Stopić, 2004, p. 113).

### **1.2.2.2 Lixiviación con microondas**

Su uso como agente lixivante una solución 8 M de NaOH. Se trabaja con 180 g/L de polvo de acería dentro de un reactor de material de baja conductividad y se la calienta mediante un magnetrón de 900 W trabajando al 100 % de su potencia. La solución alcanza la ebullición en aproximadamente 2 min y se alcanzan recuperaciones de Zn de alrededor de 80 % en 5 min.

El proceso no requiere de agitación mecánica ya que la solución obtiene suficiente agitación debido a la violencia con que se produce la ebullición. Esto se debe a la generación de vapor sobre la superficie de las partículas de polvo de acería además de que las burbujas producto de la ebullición se forman preferentemente en el seno de la solución ya que con este tipo de calentamiento el seno de la solución se encuentra a mayor temperatura que la superficie del recipiente que la contiene. Con calentamiento convencional usando camisas de calentamiento, las burbujas producidas por la ebullición se forman en la superficie del recipiente debido a que este se encuentra a mayor temperatura que el seno de la solución.

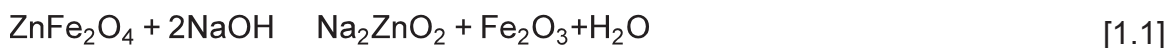
La formación de vapor sobre la superficie de las partículas de polvo de acería se debe a que la temperatura interfacial entre las partículas y la solución es mayor que con procesos de calentamiento convencionales y esto ocurre ya que dichas partículas tienen una buena afinidad con las microondas debido a la presencia de zincita ( $ZnO$ ), ferrita de zinc ( $ZnFe_2O_4$ ) y magnetita ( $Fe_3O_4$ ) (Xia y Pickles, 2000, p. 79). La alta velocidad de lixiviación obtenida mediante calentamiento con microondas sugiere la posibilidad de aplicar esta técnica en un proceso de lixiviación continuo.

### **1.2.2.3 Tostación y lixiviación caustica**

Los polvos de acería se lavan con agua en una relación sólido/líquido igual a 0,25 durante 2 h a 80 °C para eliminar la presencia de haluros como NaCl y KCl. Posteriormente se mezcla el polvo de acería lavado con NaOH sólido. La proporción de NaOH añadida depende del contenido de ferrita de zinc ( $ZnFe_2O_4$ ) presente en el polvo de acería según la ecuación [1.1], pues el objetivo de la tostación es convertir la  $ZnFe_2O_4$  en  $Na_2ZnO_2$  porque la  $ZnFe_2O_4$  es difícil de disolver a diferencia del  $Na_2ZnO_2$  el cual es soluble.

Otro objetivo de la reacción de tostación es producir hematita ( $Fe_2O_3$ ) con el Fe proveniente de la  $ZnFe_2O_4$  para prevenir su dilución en el proceso de lixiviación

puesto que la  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  es altamente insoluble. La reacción de tostación se muestra en la ecuación [1.1].



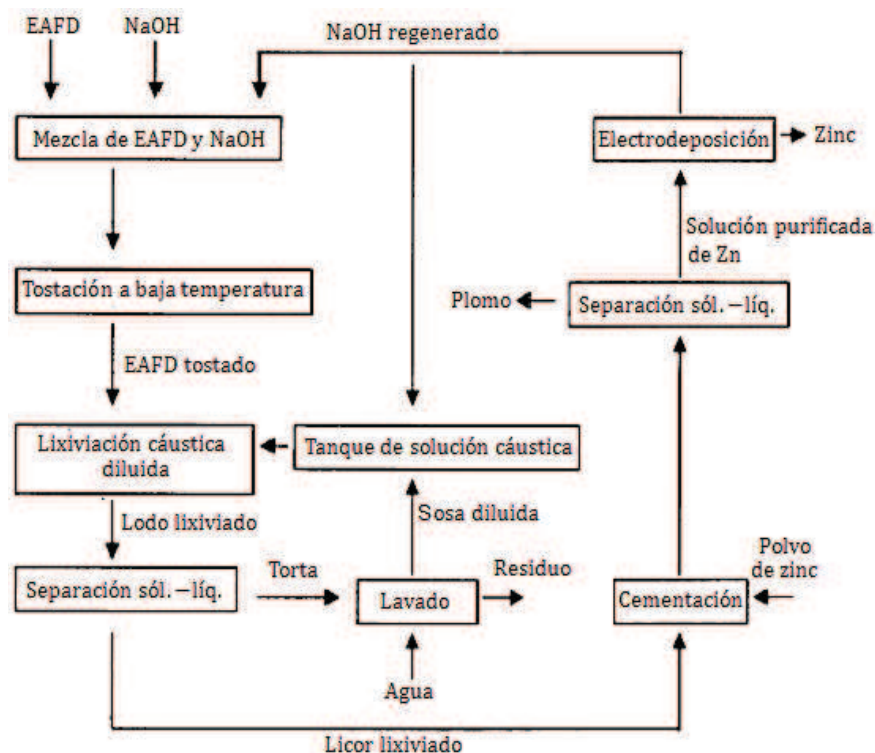
La tostación se da a  $400^\circ\text{C}$  durante 30 a 40 min. Se puede agregar como aditivos  $\text{NaF}$  o  $\text{Na}_2\text{HPO}_4$  para reducir la temperatura de fusión y facilitar la descomposición de las ferritas y así mejorar la recuperación de Zn reduciendo el tiempo y temperatura de fusión (Youcai y Stanforth, 2000, p. 223).

Una vez realizada la tostación caustica, si tiene Zn en forma de  $\text{Na}_2\text{ZnO}_2$  y además en forma de ZnO según la composición original del polvo de acería. Posteriormente se lixivia el polvo de acería tostado con una solución de  $\text{NaOH}$  4M a una temperatura entre 60 y  $90^\circ\text{C}$  y el tiempo puede variar entre 60 a 90 min dependiendo de la composición del polvo de acería. El Zn presente como  $\text{Na}_2\text{ZnO}_2$  y como ZnO se disuelve según las ecuaciones [1.2] y [1.3]:



Mediante separación sólido-líquido se recupera la solución lixiviada y la retorta residual se lava con agua para obtener una solución diluida de  $\text{NaOH}$  que puede ser recirculada al proceso. La solución lixiviada se somete a procesos de purificación para eliminar Cd, Pb y Cr mediante la cementación con polvo de Zn para que después de separar la solución purificada de la retorta residual de polvo de Zn se recupere el Zn en solución mediante electrodeposición. El proceso propuesto se resume en la Figura 1.2.



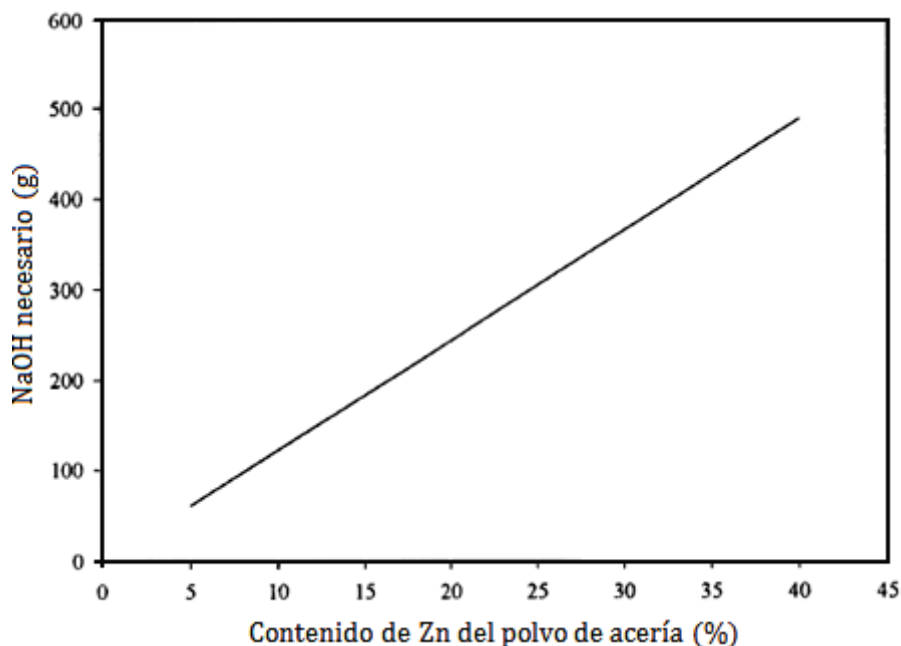


**Figura 1.2.** Esquema del proceso de tostación y lixiviación cáustica  
(Xia y Pickles, 1999, p.184, traducido)

El factor económico más importante en este proceso es sin duda la cantidad de NaOH que se debe utilizar. En la Figura 1.3 se muestra la cantidad estequiométrica de NaOH que se debe añadir según el contenido de Zn por kg de polvo de acería independientemente de la forma en que el Zn se encuentre ( $ZnFe_2O_4$  ó  $ZnO$ ) pues esta cantidad contempla la reacción de tostación y el proceso de lixiviación según las ecuaciones [1.2] y [1.3].

Sin embargo la recuperación de Zn no aumenta significativamente por encima de la relación sólido/líquido igual a 1/7 debido a la solubilidad limitada del Zn en la solución de NaOH empobrecido (Gokhan, 2005, p. 239).

Siguiendo este procedimiento se pueden alcanzar recuperaciones de hasta 95 % de Zn y mantener la recuperación de Fe por debajo de 1 % (Xia y Pickles, 1999, p. 175).

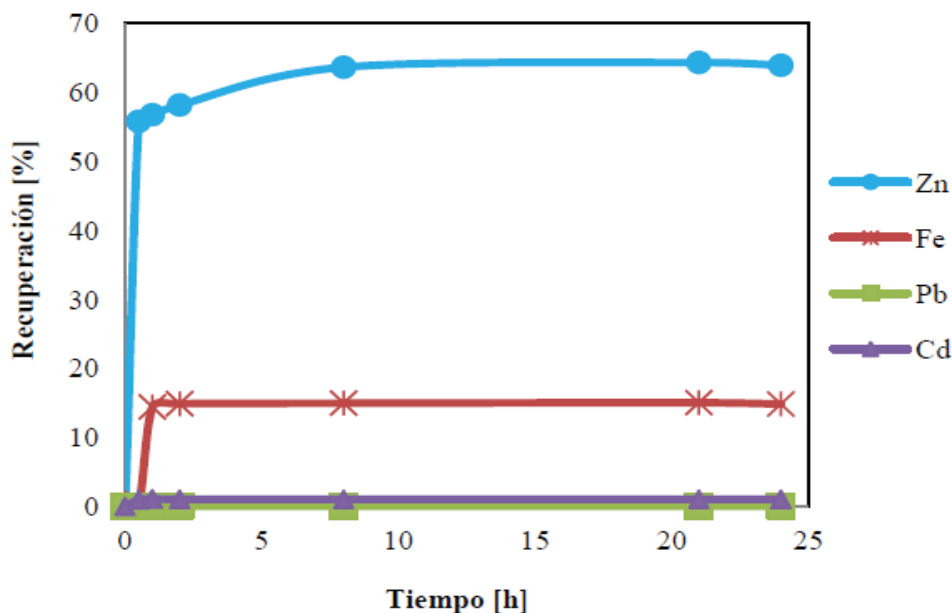


**Figura 1.3.** Relación estequiométrica de NaOH respecto a la cantidad de Zn presente en el polvo de acería  
(Xia y Pickles, 1999, p.185, traducido)

### 1.2.3 RECUPERACIÓN DE ZINC MEDIANTE LIXIVIACIÓN CON HCL Y ELECTRODEPOSICIÓN

La recuperación de Zn a partir de residuos de polvos de acería se ha venido dando principalmente con  $H_2SO_4$  debido a la facilidad con que el Zn se puede recuperar de soluciones sulfatadas mediante electrodeposición, pues no presenta subproductos gaseosos corrosivos y se requiere de una celda electrolítica tradicional con un electrolito y dos electrodos, el cátodo y el ánodo.

Sin embargo el tiempo que le toma a una solución de  $H_2SO_4$  lixiviar Zn de residuos de polvos de acería es considerable siendo según Espinoza et al. (2012), de 8 h al trabajar con una concentración de 150 g/L de  $H_2SO_4$  y 30 % de sólidos, para alcanzar una recuperación de Zn de 63,7 % tal como se muestra en la Figura 1.4 (p. 7).



**Figura 1.4.** Recuperación de Zn mediante lixiviación con  $\text{H}_2\text{SO}_4$  150 g/L, 30 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación (Espinoza et al., 2012, p.7)

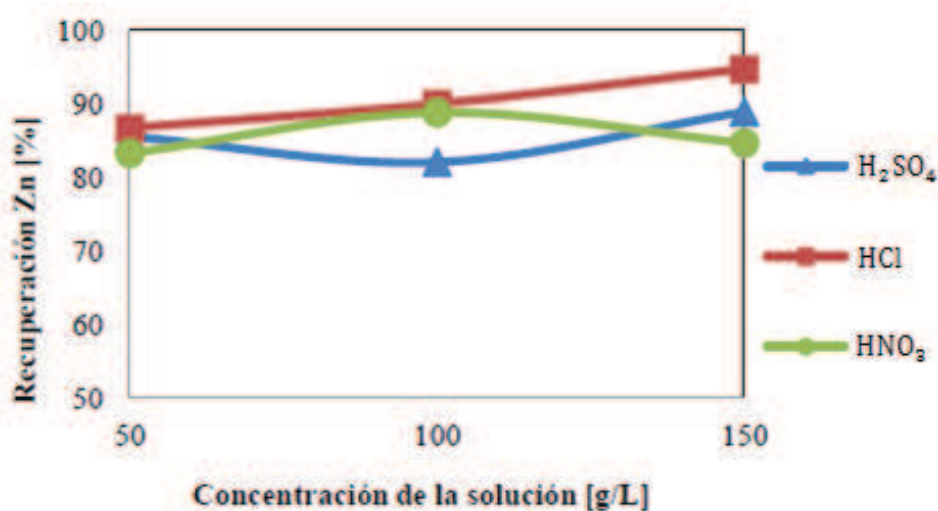
En el trabajo de Espinoza et al. (2012) también se muestran resultados de recuperación de Zn a partir de residuos de polvos de acería con el uso de agentes lixiviantes como HCl,  $\text{HNO}_3$ ,  $\text{C}_4\text{H}_6\text{O}_6$ ,  $\text{C}_2\text{H}_4\text{O}_2$  y NaCN, de los cuales únicamente el HCl obtuvo recuperaciones superiores al 90 % al trabajar con 150 g/L y 1 % de sólidos tal como se muestra en la Figura 1.5 (p. 6).

El resto de agentes lixiviantes obtienen recuperaciones superiores al 80 % mediante lixiviación con 150 g/L de concentración y 1 % de sólidos pero en un periodo de 24 h tal como se muestra en la Figura 1.6 y Figura 1.7.

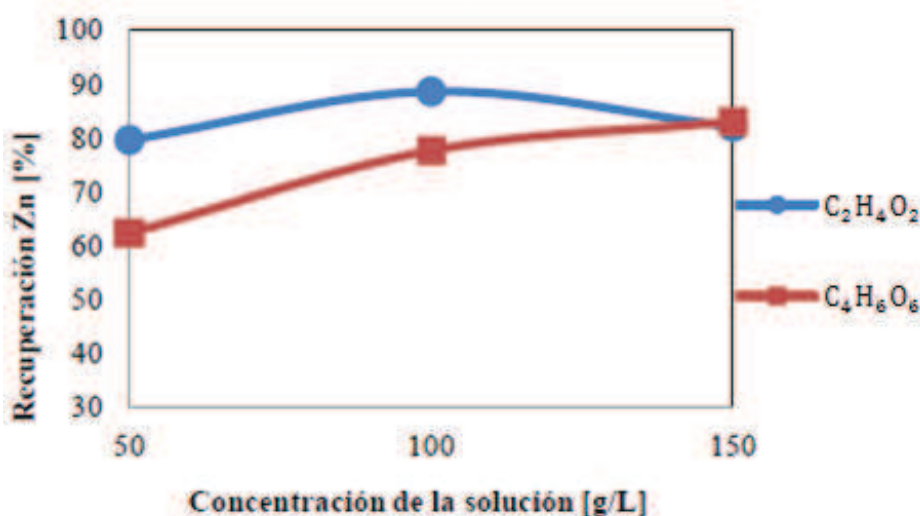
Debido al tiempo considerable que toma lixiviar Zn a partir de residuos de polvos de acería con  $\text{H}_2\text{SO}_4$  y a la poca recuperación del mismo se hace necesario estudiar otro agente lixivante que sea más agresivo, para así aumentar la recuperación de Zn y en lo posible disminuir el tiempo que tome dicho proceso.

Como se pudo ver en la Figura 1.5, el HCl cumple con tener un carácter ácido más agresivo que el  $\text{H}_2\text{SO}_4$  pero su uso en la recuperación de Zn a partir de polvos de acería se ha limitado ya que la recuperación del metal de soluciones

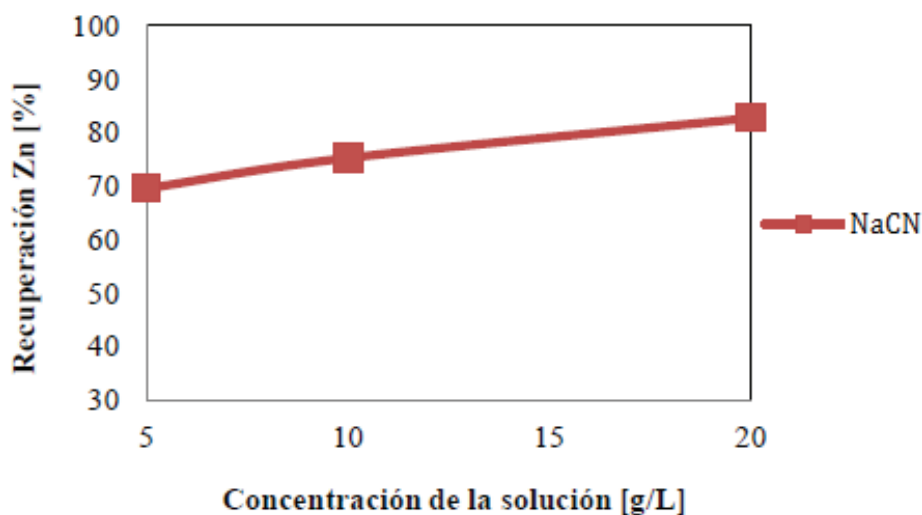
cloruradas por medio de electrodeposición genera gas  $\text{Cl}_2$ , el cual es tóxico y corrosivo, y por otro lado la generación de este gas acarrea la pérdida del agente lixivante  $\text{HCl}$ . La generación de este gas se puede eliminar al evitar poner la solución clorurada en contacto con el ánodo pues sobre la superficie de éste se oxidan los iones  $\text{Cl}^-$ . Esto se logra al usar una membrana de intercambio iónico y el proceso seguido se explica con más detalle adelante en la sección 1.2.3.3 (Baik y Fray, 2001, p. 1141).



**Figura 1.5.** Recuperación de Zn lixiviando con  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ,  $\text{HCl}$  y  $\text{HNO}_3$  (1 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación)  
(Espinoza et al., 2012, p.5)



**Figura 1.6.** Recuperación de Zn lixiviando con ácido acético y tartárico (1 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación)  
(Espinoza et al., 2012, p.5)



**Figura 1.7.** Recuperación de Zn lixiviando con cianuro de sodio (1 % de sólidos, 750 rpm y 24 h de operación)  
(Espinoza et al., 2012, p.6)

### 1.2.3.1 Lixiviación de polvos de acería con HCl como agente lixivante

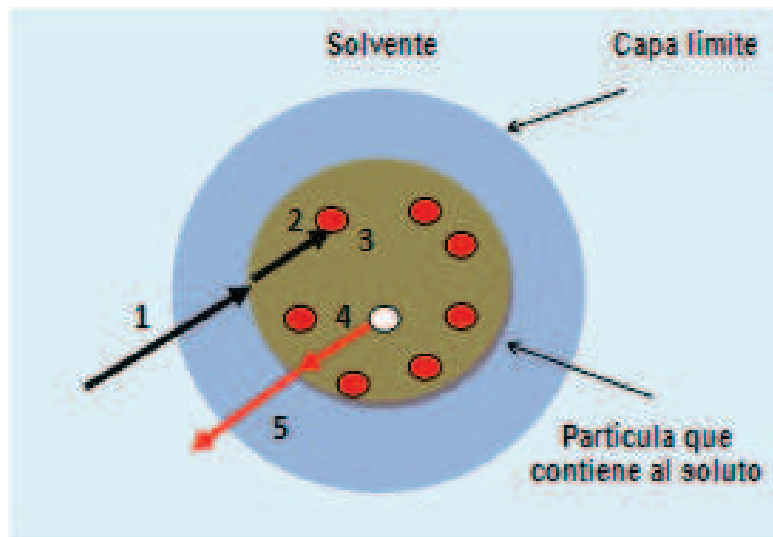
Para entender el proceso de recuperación del Zn de los residuos de polvos de acería se buscó establecer en qué forma se encuentra este metal dentro de la estructura de las partículas de polvo. Mediante la técnica de difracción de rayos X (DRX) se determinó que entre los compuestos con estructuras cristalinas, el Zn está presente como ZnO en un 40 % de la totalidad de los compuestos que forman estructuras cristalinas en el polvo de acería. La reacción que tendría lugar al lixiviar los polvos de acería con HCl sigue la ecuación [1.4]:



El  $\text{ZnCl}_2$  formado por la reacción [1.4] es soluble en HCl por lo que el Zn queda solubilizado después de ser lixiviado de los residuos de polvos de acería. Siguiendo esta relación estequiométrica se calculó la cantidad de HCl necesaria para que reaccione con la cantidad de Zn presente en los residuos de polvo de acería, siendo de 1,1 g de HCl/g de Zn. A partir de éste dato se procuró trabajar

siempre con concentraciones de ácido que superen este valor para favorecer la reacción de recuperación de Zn (Baik y Fray, 2000, p. 121).

Se empleó el proceso hidrometalúrgico de extracción sólido-líquido también llamado lixiviación. Éste es un proceso por el cual se pone en íntimo contacto las partículas del sólido con el solvente y así el solvente puede difundirse dentro de las partículas sólidas y extraer el soluto que es el elemento de interés. En éste caso el solvente es una solución de HCl, las partículas de sólido son las partículas de los residuos de polvos de acería y el soluto es el Zn que se encuentra en dichas partículas. La transferencia de masa que se lleva a cabo en este proceso se ilustra en la Figura 1.8 (Levenspiel, 1981, p. 393).



**Figura 1.8.** Esquema del mecanismo de lixiviación  
(Cambor, 1998, p. 25; Levenspiel, 1981, p. 398)

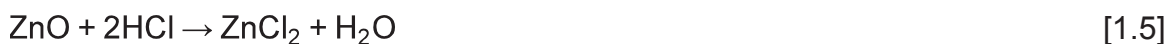
Las etapas de la extracción sólido-líquido para el caso de una partícula esférica son (Cambor, 1997, p. 24; Levenspiel, 1981, p. 398):

- Difusión del solvente a través de capa límite hacia la superficie de la partícula (1).
- Difusión del solvente en el interior de la partícula hacia la zona de reacción (2).
- Reacción química (3).

- Difusión de los productos solubles desde el interior de la partícula hacia la superficie de ésta (4).
- Difusión de los productos solubles a través de la capa límite hacia el seno de la solución (5).

En un inicio la reacción química entre el solvente y el soluto se da en la superficie de la partícula y por ende no se hace necesaria la difusión del solvente al interior de la partícula resultando en una velocidad de extracción muy alta. Conforme avanza el proceso, el soluto impregnado en la superficie de la partícula va desapareciendo porque ya ha reaccionado y el solvente tiene que adentrarse más en la partícula para encontrar soluto, disolverlo, y posteriormente difundirse hasta el exterior de la partícula. Por este motivo la velocidad de lixiviación decae con el tiempo. Este fenómeno puede contrarrestarse aumentando el contacto entre las partículas sólidas y el solvente, elevando la velocidad de agitación y reduciendo el tamaño de partícula para aumentar la superficie de contacto (Levenspiel, 1981, p. 396).

La velocidad de lixiviación también puede verse afectada por la velocidad de la reacción química entre el solvente y el soluto. Esto puede deberse a la reducción de la concentración de los reactantes y puede solucionarse con un incremento en la temperatura de la solución pues la mayoría de las reacciones químicas se aceleran con el incremento de ésta. La reacción entre el solvente y el soluto se muestra en la ecuación [1.5] (Sinclair, 2005, p. 57).



### 1.2.3.2 Purificación de la solución lixiviada

La presencia de metales como Fe, Cd y Pb en la solución resultante de la lixiviación de los polvos de acería, presentan un gran problema en la electrodeposición, siguiente etapa del proceso de recuperación de Zn debido a que estos metales entran en competencia con el Zn para captar los electrones

necesarios para que se dé el proceso de electrodeposición, reaccionando con ellos y depositándose, bajando la recuperación de Zn y a su vez contaminando el Zn depositado. El Fe presenta más de un problema, por un lado, se deposita y contamina el depósito de Zn, y por otro lado, la presencia de este metal disminuye la eficiencia eléctrica de la celda en la que se da la electrodeposición del Zn al producirse continuamente la oxidación del ion  $\text{Fe}^{+2}$  en el ánodo y la reducción del ion  $\text{Fe}^{+3}$  en el cátodo (Sinclair, 2005, p. 93).

Es entonces importante encontrar procesos de purificación previos a la electrodeposición para eliminar o al menos reducir la concentración de los metales que pueden contaminar el depósito de Zn y reducir la eficiencia del proceso. Existen procesos de purificación que usan el pH como herramienta para alterar la solubilidad de los metales indeseables en la solución lixiviada y precipitarlos. El ión  $\text{Fe}^{3+}$  precipita con pH entre 4 y 5, a diferencia del el ion  $\text{Fe}^{2+}$  que permanece estable en ese rango. Para también poder precipitar el  $\text{Fe}^{2+}$  se lo debe oxidar a  $\text{Fe}^{3+}$  y esto se puede lograr con aireación (Baik y Fray, 2000, p. 124). El pH de la solución lixiviada es ácido en el orden de 0 a 2 y se lo puede elevar añadiendo una base como por ejemplo NaOH, cal o incluso polvo de aceria debido a que tiene un pH entre 12 y 13.

Otra forma de eliminar Fe de la solución es formando cristales de jarosita añadiendo sulfato de aluminio ( $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ ) y sales sulfatadas. Estos cristales son fáciles de filtrar pero la jarosita se forma preferentemente en soluciones sulfatadas mas no en soluciones cloruradas (Tsakiridis, Oustadakis, Katsiapi y Agatzini-Leonardou, 2010, p. 9)

Una alternativa para eliminar los metales contaminantes es usando polvo de Zn en un proceso denominado cementación. Dicho proceso consiste en poner en contacto la solución lixiviada con el polvo de Zn para que por acción de la diferencia de los potenciales del electrodo estándar entre los metales a eliminar y el Zn, estos se reduzcan y depositen en el polvo de Zn. Este proceso se da de acuerdo a la ecuación [1.6]:





El metal ( $\text{Me}^{2+}$ ) que se encuentra solubilizado y por tanto ionizado en la solución lixiviada reacciona con el Zn metálico ( $\text{Zn}^0$ ) del polvo de Zn, reduciéndose y por lo tanto pasa de estado ionizado a metálico, depositándose en la superficie del polvo de Zn. Según mayor sea la diferencia entre el potencial del metal a eliminar y el Zn, la reacción se dará con mayor facilidad y velocidad, haciendo que la cementación de unos metales sea más fácil que la de otros (Sinclair, 2005, p. 94; Solano, 2008, p. 53).

Otro factor que influye en la cementación es el pH puesto que si el ambiente de cementación es muy ácido la superficie del polvo de Zn se oxida, impidiendo la deposición de los metales. Sin embargo, si el pH es neutro y existe presencia de oxígeno disuelto en la solución, metales que ya se han depositado pueden oxidarse más fácilmente que el Zn, como es el caso del Cd.

El Cd al oxidarse forma CdO y este compuesto se solubiliza a pH neutro y en presencia de sales de Zn como  $\text{Zn}(\text{SO}_4)$  o  $\text{ZnCl}_2$ . A continuación las ecuaciones [1.7] y [1.8] muestran las reacciones que se dan si se presentan las condiciones antes mencionadas (Sinclair, 2005, p. 95).



La reacción [1.7] se da entre el Cd precipitado que se ha oxidado y el  $\text{O}_2$  disuelto en la solución. Posteriormente el producto de dicha reacción reacciona como se indica en la reacción [1.8], solubilizando el Cd nuevamente. A continuación se presenta la Tabla 1.1 con los potenciales de electrodo estándar de algunos metales, mostrando que metales se pueden cementar con más facilidad que otros según lo explicado anteriormente.

Como se puede ver en la Tabla 1.1, la proximidad del Fe al Zn en cuanto al potencial del electrodo estándar dificulta que éste se logre eliminar por cementación, quedando como una opción viable la precipitación de Fe con variación del pH.

**Tabla 1.1.** Potencial del electrodo estándar

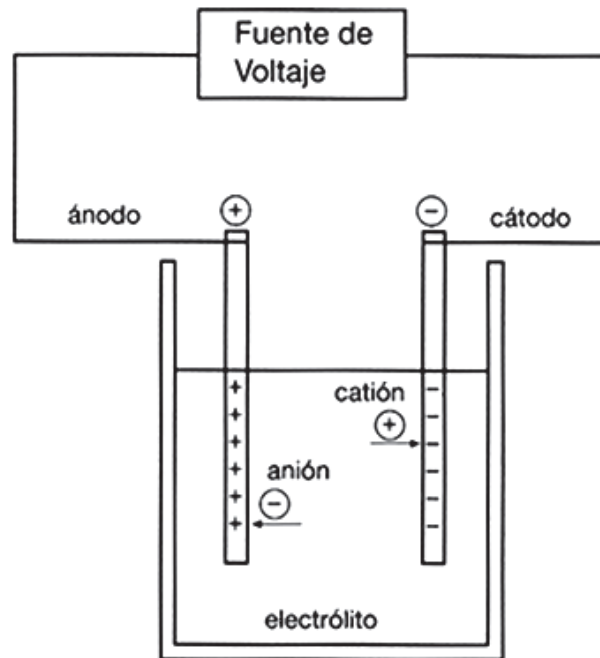
Reacción	E° (v)
$\text{Ag}^+/\text{Ag}^0$	+0.7996
$\text{Cu}^{2+}/\text{Cu}^0$	+0.3402
$\text{As}^{3+}/\text{As}^0$	+0.3000
$\text{Sb}^{2+}/\text{Sb}^0$	+0.1000
$\text{H}^+/\text{H}^0$	0
$\text{Pb}^{2+}/\text{Pb}^0$	-0.1263
$\text{Sn}^{2+}/\text{Sn}^0$	-0.1364
$\text{Ni}^{2+}/\text{Ni}^0$	-0.2400
$\text{Co}^{2+}/\text{Co}^0$	-0.2800
$\text{Cd}^{2+}/\text{Cd}^0$	-0.4026
$\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^0$	-0.4470
$\text{Zn}^{2+}/\text{Zn}^0$	-0.7628
$\text{Mn}^{2+}/\text{Mn}^0$	-1.1050
$\text{Al}^{3+}/\text{Al}^0$	-1.6620
$\text{Mg}^{2+}/\text{Mg}^0$	-2.3750

(Sinclair, 2005, p.95)

### 1.2.3.3 Electrodeposición de zinc

La electrodeposición es un proceso electroquímico basado en la reducción de un catión disuelto en una solución (electrolito) para que se deposite en un objeto conductor mediante la aplicación de una corriente eléctrica. Dicho objeto toma el nombre de cátodo y va conectado al polo negativo de la fuente que proporciona la corriente eléctrica. La fuente de electrones para que el catión se reduzca se denomina ánodo y se conecta al polo positivo de la fuente eléctrica. El esquema

de una celda de electrodeposición típica se muestra en la Figura 1.9 (Díaz, 2008, p. 2).



**Figura 1.9.** Esquema de celda electrolítica

La aplicación más extendida de la electrodeposición es el tratamiento superficial con el objetivo de proteger superficies metálicas o cerámicas contra la corrosión, abrasión o con fines decorativos. Sin embargo la recuperación de metales por medio de electrodeposición no es una técnica reciente pues en 1807, Humphry Davy electrodepositó Na metálico a partir de NaOH fundido y para el año de 1883 se fundó Balbach and Sons Refining and Smelting Company, la primera planta comercial de Estados Unidos que aplicaba este proceso (METDAQ, 2013).

En el caso de la recuperación de metales con esta técnica, el ánodo es de un metal inerte y la solución electrolítica contiene disueltos los cationes del metal que se quiere recuperar. A parte de la recuperación de metales este proceso también es usado para el refinamiento de los mismos, siendo el ánodo del metal que se desea refinar. El ánodo se oxida a lo largo del proceso liberando cationes del metal y estos se depositan en el cátodo resultando en un depósito purificado de dicho metal.

Al recuperar Zn de polvos de acería mediante lixiviación con HCl se obtiene  $\text{ZnCl}_2$ . Esta es una sal binaria y al encontrarse en solución se encuentra ionizada. Dicha solución debe ser previamente tratada para reducir la concentración de metales que interfieren en el proceso de electrodeposición como es el caso del Fe, Cd y Pb (Bagotsky, 2006, p. 4).

El objetivo del proceso es depositar los iones de Zn provenientes de la solución de  $\text{ZnCl}_2$  sobre la superficie del cátodo, mediante la aplicación de una corriente eléctrica, la cual genera electrones en el ánodo, los mismos que son usados para reducir los cationes de Zn en solución sobre el cátodo y depositarlo. La ecuación [1.9] describe la ionización del  $\text{ZnCl}_2$  mientras que la ecuación [1.10] describe la reducción del catión de Zn a Zn metálico sobre la superficie del cátodo (Bagotsky, 2006, p. 11).



El problema de electrodepositar Zn a partir de un lixiviado de HCl en una celda electrolítica común es que aparte de depositarse Zn también se genera gas  $\text{Cl}_2$  porque el ión  $\text{Cl}^{1-}$  procedente del  $\text{ZnCl}_2$  y de restos de HCl, se oxida sobre el ánodo como se muestra en la ecuación [1.11], presentando graves problemas debido a la toxicidad y corrosividad de dicho gas.



Este problema se evita impidiendo que el ión  $\text{Cl}^{1-}$  entre en contacto con el ánodo y así no se oxide a gas  $\text{Cl}_2$  mediante una celda bi-electrolítica, en la cual la solución lixiviada que contiene el  $\text{ZnCl}_2$  no entra en contacto con el ánodo porque se separan mediante una membrana impermeable de intercambio iónico que pese a ser impermeable permite la conducción eléctrica entre ambos lados de la celda. Sin embargo se necesita una fuente de electrones por lo que el ánodo se pone en

contacto con una solución 1 M de ácido sulfúrico, en donde los electrones se generan sobre la superficie del ánodo por la hidrólisis del agua de la solución ácida mientras que el ácido sulfúrico actúa como un agente que mejora la conductividad del electrolito. La reacción de hidrólisis del agua se muestra en la ecuación [1.12] (Baik y Fray, 2000, p. 121).



De esta manera la solución lixiviada queda separada de la superficie del ánodo pero se mantiene la conducción eléctrica a lo largo de la celda, haciendo factible la electrodeposición del Zn mediante la reacción presentada en la ecuación [1.10] gracias a los electrones generados en la reacción de hidrólisis del agua.

Las membranas de intercambio iónico presentan otra ventaja puesto que pueden ser permeables para iones específicos y a su vez pueden ser de naturalezas catiónica o aniónica siendo muy específicas. En este caso se escogió trabajar con una membrana de intercambio iónico catiónica que permite el paso del ión hidrógeno ( $\text{H}^{1+}$ ). Los iones hidrógeno ( $\text{H}^{1+}$ ) generados por la hidrólisis del agua sobre la superficie del ánodo, viajan del extremo anódico al extremo catódico a través de la membrana de intercambio iónico catiónica gracias al campo eléctrico generado por la aplicación de la diferencia de potencial entre el cátodo y el ánodo (Montes y Álvarez, 2009, p. 493).

De ésta manera se puede dar la reacción entre el ión hidrógeno ( $\text{H}^+$ ) y el ión cloruro ( $\text{Cl}^-$ ) presente en la solución lixiviada, para formar HCl como se presenta en la ecuación [1.13].



Entonces, según las ecuaciones [1.10] y [1.13] el  $\text{Zn}^{2+}$  se reduce sobre la superficie del cátodo, ganado electrones y pasando al estado metálico ( $\text{Zn}^0$ ) y el ion  $\text{Cl}^-$  se oxida al unirse con el ion  $\text{H}^+$  para formar HCl.

Así se logra depositar el Zn y obtener HCl a partir de la solución lixiviada, pudiendo el ácido ser reutilizado ya que la industria siderúrgica también comprende la fabricación de piezas protegidas con procesos de galvanizado, procesos en los cuales se usa HCl para limpiar la superficie de las piezas a tratar. Es entonces deseable poder recuperar el HCl usado en la lixiviación para reusarlo en el mismo proceso de lixiviación, en procesos de galvanizado o simplemente recuperarlo con fines comerciales.

La cantidad de Zn que se logra depositar y el tiempo que esto tome está regido por las leyes de electrodeposición de Faraday (Gamburg y Zangari, 2011, p. 2).

Primera ley.- La masa de metal depositado es directamente proporcional a la corriente aplicada.

$$\text{masa}_{\text{depositada}} \approx Q \quad [1.14]$$

$$Q = I \times t \quad [1.15]$$

Donde:

Q: corriente aplicada (c)

I: intensidad de corriente (c/s)

T: tiempo (s)

Segunda ley.- La masa de metal depositada en el cátodo es directamente proporcional al peso equivalente del metal.

$$\text{masa}_{\text{depositada}} \approx \text{Peso}_{\text{equivalente}} \quad [1.16]$$

$$\text{Peso}_{\text{equivalente}} = \frac{PM}{\#_{\text{equivalentes}}} \quad [1.17]$$

Donde:

PM: peso molecular (g/mol)

Ambas leyes se condensan en la siguiente ecuación:

$$M_{Zn} = \frac{Q \times PM_{Zn}}{\#_{eq} \times K_F} \quad [1.18]$$

Para poder determinar el tiempo teórico necesario para depositar una masa determinada de Zn en solución se despeja la ecuación como sigue:

$$t_o = \frac{M_{Zn} \times \#_{eq} \times K_F}{PM_{Zn} \times I} \quad [1.19]$$

Donde:

$M_{Zn}$ : masa de Zn (g)

$t_o$ : tiempo de operación (min)

$\#_{eq}$ : numero de equivalentes (eq/mol)

$K_F$ : constante de Faraday (c/eq)

El tiempo real necesario para depositar una masa de Zn determinada siempre será mayor al tiempo teórico debido a que las leyes de Faraday para la electrodeposición asumen una eficiencia eléctrica del 100 %, es decir, que toda la corriente aplicada es usada para electrodepositar el Zn, contrario al proceso real, debido a que existen pérdidas por la resistencia que presentan los distintos medios por los que circula la corriente aplicada y también se producen otras reacciones con las impurezas presentes en la solución (Bagotsky, 2006, p. 17).

La intensidad de corriente aplicada depende de la densidad de corriente que se quiera hacer circular a través del sistema y del área transversal a través de la cual va a circular la carga y se calcula según la ecuación [1.20].

$$I = \delta_i \cdot A_T \quad [1.20]$$

Donde:

$\delta_i$ : densidad de corriente ( $A/m^2$ )

$A_T$ : área transversal ( $m^2$ )

#### 1.2.3.4 Membrana de intercambio iónico

Una membrana de intercambio iónico es una barrera con permeabilidad selectiva que separa 2 fases. Algunos componentes dependiendo de la naturaleza de la membrana, pueden atravesar la misma de una fase a otra mediante la aplicación de una fuerza impulsora que puede ser un gradiente de concentración, un diferencial de presión o como es el caso de este estudio, una diferencia de potencial eléctrico (Krol, 1997, p. 1).

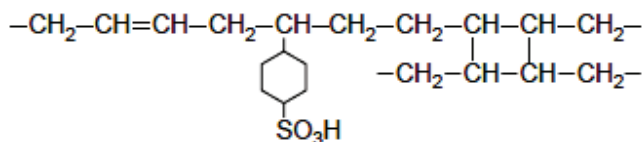
Las membranas de intercambio iónico están formadas por una estructura polimérica que dependiendo del fabricante puede ser de gel de poliestireno entrecruzado con divinil-benceno, vinil-tolueno ó dixilen-etano por mencionar varios ejemplos (Tanaka, 2007, p. 3).

El grupo funcional de la membrana, que es el que define la naturaleza de la misma, ya sea catiónica o aniónica, va atado a la estructura polimérica. En el caso de membranas catiónicas los grupos funcionales suelen ser  $-SO_3^-$ ,  $-COO^-$ ,  $-PO_3^{2-}$ ,  $-PO_3H^-$  y  $-C_6H_4O^-$ . En el caso de membranas aniónicas el grupo funcional puede ser  $-NH_3^+$ ,  $-NRH_2^+$ ,  $-NRH^+$ ,  $-NR_3^+$ ,  $-PR_3^+$  y  $-SR_2^+$  (Xu, 2005, p. 1).

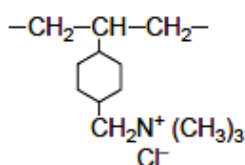
La Figura 1.10 y Figura 1.11 muestran la diferencia entre una membrana de intercambio catiónico y una de intercambio aniónico. La matriz polimérica de



ambas membranas se forma a partir de estireno y butadieno pero se diferencian por el grupo funcional atado a la estructura.



**Figura 1.10.** Membrana de intercambio catiónico formada por estireno y butadieno (Tanaka, 2007, p.6)



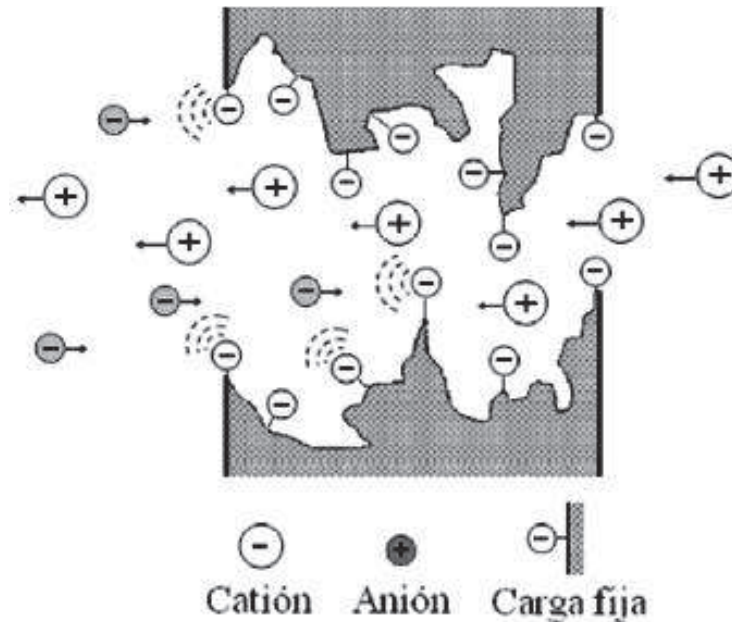
**Figura 1.11.** Membrana de intercambio aniónico formada por estireno y butadieno (Tanaka, 2007, p.6)

La membrana usada en este trabajo es una membrana de intercambio iónico con partículas de carga negativa fijadas a su estructura polimérica. Esto permite que la atraviesen únicamente partículas con carga positiva debido a la atracción entre estas y las cargas fijas. Las partículas de signo igual a las cargas fijas son repelidas de la membrana impidiendo su paso de una fase a otra.

En este tipo de membranas también se consideran especies iónicas móviles dentro de su estructura. Las especies cargadas con el mismo signo de las cargas fijas toman el nombre de co-iones mientras que las especies cargadas con signo contrario al de las cargas fijas se nombran contra-iones. La función de estas partículas es principalmente permitir la conducción de electricidad a través de la membrana como es el caso de los contra-iones tratándose de una membrana catiónica, y mantener la electroneutralidad de la misma refiriéndose a los contra-iones y co-iones (Montes y Álvarez, 2009, p. 494).

La Figura 1.12 muestra un esquema de la estructura de una membrana de intercambio iónico con cargas fijas negativas, convirtiéndose en una membrana de intercambio catiónico. En el esquema se observa como las especies cargadas

positivamente (contra-iones) pueden atravesar la membrana gracias a la atracción con las cargas fijas negativas mientras que las especies con carga negativa (co-iones) son repelidas y no atraviesan la membrana.



**Figura 1.12.** Esquema de membrana de intercambio catiónico  
(Montes y Álvarez, 2009, p.493)

El transporte de especies cargadas a través de la membrana se da gracias a que al aplicar una diferencia de potencial entre 2 soluciones separadas por dicha membrana, la corriente viaja a través de los cationes y aniones de las soluciones y a través de los contra-iones en la membrana. La velocidad con la que cada una de estas especies viaje del seno de una de las soluciones hacia la membrana y a través de la misma depende de la densidad de corriente producida por la diferencia de potencial. Mientras mayor sea la diferencia de potencial entre ambos lados del sistema, mayor será la fuerza impulsora que obliga a las especies a viajar de la solución hacia y a través de la membrana (Montes y Álvarez, 2009, p. 494).

La diferencia entre la velocidad de desplazamiento de las especies cargadas en la solución y en la membrana produce una diferencia de concentraciones de cada especie en una delgada capa de solución sobre la superficie de la membrana.

Mientras mayor sea la diferencia de potencial aplicada al sistema, mayor será la diferencia en las velocidades de desplazamiento de las especies y por lo tanto la diferencia de concentración aumentará.

En el caso de los contra-iones, la concentración de estos aumentará en el interior de la membrana debido a la atracción que ejercen las cargas fijas, pero disminuirá en la capa cercana a la superficie de la membrana. Si se aplica la suficiente diferencia de potencial, la concentración del contra-ión se aproximará a 0 en dicha capa, alcanzándose la denominada corriente limite. Alcanzada ésta corriente la velocidad de desplazamiento de los contra-iones no aumentará pese a un mayor incremento de la diferencia de potencial aplicada. La corriente limite se describe según la ecuación [1.21] (Krol, 1997, p. 12).

$$i_{lim} = \frac{zDFc_b}{\delta |t^m - t^b|} \quad [1.21]$$

Donde:

- z: carga de la especie iónica
- D: coeficiente de difusión
- F: constante de Faraday
- C<sub>b</sub>: concentración del contra-ión en el seno de la solución
- δ: espesor de la capa cercana a la superficie de la membrana
- t<sup>m</sup>: número de transporte del contra-ión en la membrana
- t<sup>b</sup>: número de transporte del contra-ión en la solución

En la ecuación [1.21] se puede notar que la corriente limite depende de la concentración del contra-ión en la solución y del espesor de la capa cercana a la superficie de la membrana. Mientras mayor sea la concentración del contra-ión en solución y menor el espesor de la capa cercana a la membrana, mayor será la corriente limite.

Esto permite entender la importancia de reducir el espesor de la capa cercana a la membrana para así evitar el descenso de la concentración del contra-ión en dicha capa y aumentar el transporte de esta especie iónica de una fase a otra. La reducción del espesor de la capa cercana a la membrana se puede lograr con agitación (Montes y Álvarez, 2009, p. 494).

### **1.2.3.5 Procesos con membranas impermeables**

Procesos de osmosis inversa para desalinización de agua, desmineralización de efluentes salobres, ultrafiltración, electrodiálisis etc., se pueden llevar a cabo gracias a la gran variedad de clases de membranas existentes, sin embargo pese a que existen membranas con características distintas tales como el tipo de elemento que permiten atravesar de un lado a otro, la polaridad, la resistencia mecánica o la configuración de las cadenas poliméricas, todas trabajan bajo un mismo principio que es la aplicación de un diferencial de fuerza impulsora a través de las mismas. Dicha fuerza impulsora puede ser un diferencial de concentración, un diferencial de presión, un diferencial de corriente eléctrica o en algunos casos una mezcla de ellas.

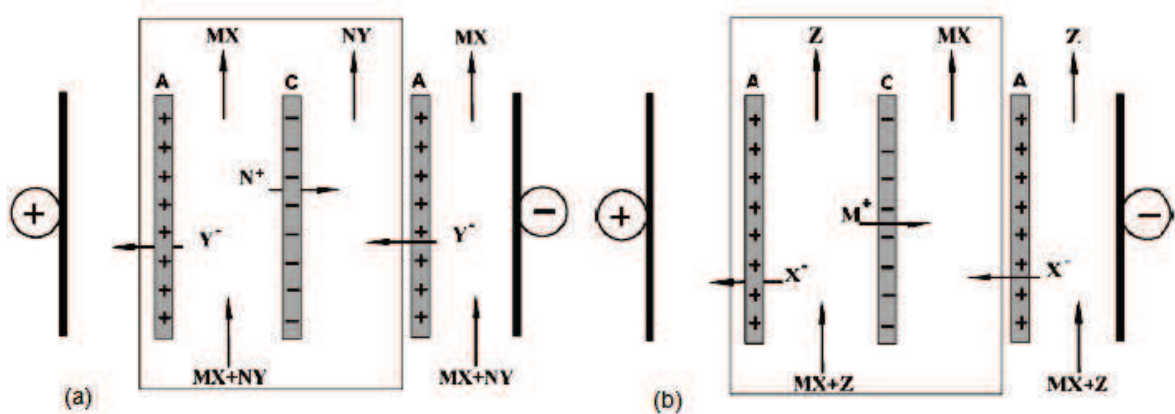
Cuando de separación se trata, la diferencia principal entre los procesos de separación que usan membranas y los procesos tradicionales de separación como evaporación o cristalización, es que no es necesario un cambio de fase para separar dos especies disueltas en solución. Esto también es una ventaja cuando se trata de separar dos especies con puntos de ebullición muy cercanos. Todo esto implica que se prescinde del calor necesario para alcanzar los cambios de fase, presentando una alternativa a los procesos tradicionales desde el punto de vista del costo operativo (Belfort, 1984, p. 9).

En procesos como la osmosis inversa la fuerza impulsora usada es la presión, la cual se aplica sobre el agua salada, forzando a las moléculas de agua a atravesar una membrana que permite únicamente el paso de dichas moléculas y así se obtiene agua desalinizada. Lo mismo sucede en el caso de la electrodiálisis pero

en este caso la fuerza impulsora es el diferencial de potencial eléctrico aplicado al cátodo y al ánodo de una celda separada por una o un conjunto de membranas intercaladas que puede incluir membranas de intercambio catiónico, aniónico o bipolares. El potencial eléctrico aplicado permite separar, concentrar o simplemente transportar especies de una solución a otra a través de las distintas membranas debido al campo eléctrico generado (Montes y Rojas, 2009, p. 493).

La electrodiálisis es usada para desmineralizar y concentrar soluciones que contienen sales, producción o regeneración de ácidos y bases, acidificación o alcalinización, inyección y extracción de un ión, sustitución de un ion específico y síntesis orgánica entre otros. De entre los procesos más conocidos esta la desmineralización de ácidos orgánicos como el ácido láctico, glutamina y glicina, así como también la concentración de lactato, glicina, propionato y ácido fórmico (Huang, Xu, Zhang, Xue y Chen, 2006, p. 3).

Un esquema del funcionamiento del proceso de electrodiálisis aplicado a la desalinización y a la concentración de ácidos orgánicos se muestra en la Figura 1.13.



**Figura 1.13.** Esquema de electrodiálisis convencional aplicada a ácidos orgánicos. (a) desmineralización; (b) concentración. MX: ácido orgánico o sal; NY: sal inorgánica; Z: sustancia neutral o sal inorgánica de baja concentración

(Huang et al., 2006, p.4)

De lo antes mencionado se puede notar que el uso de celdas con varios compartimentos separados por membranas impermeables nace de procesos de

separación como es el caso de la electrodiálisis. Sin embargo la posibilidad de hacer interactuar a 2 soluciones completamente diferentes que están separadas por una membrana impermeable que permite el intercambio de iones de una solución a otra y provocar reacciones químicas en ellas, da cabida al uso de esta técnica para la recuperación de metales por electrodeposición.

### **1.3 IMPLICACIONES AMBIENTALES DE LOS POLVOS DE ACERÍA**

Según una encuesta realizada por AIM Market Research a comienzos del año 2000, Estados Unidos y Canadá generaron 1,2 millones de toneladas de polvo de acería ese año, de las cuales 54 % fueron recicladas y 45 % fueron dispuestas en rellenos industriales (Liebman, 2000, p. 3).

A medida que la demanda de acero crece a nivel mundial, la producción de polvos de acería también aumenta pese a los esfuerzos por reducir su generación en las plantas siderúrgicas, creando un problema en los rellenos industriales pues estos agotan su capacidad año a año. Sin embargo por sobre el problema del agotamiento de la capacidad de los rellenos industriales están las implicaciones ambientales que estos presentan. Los polvos de acería poseen metales pesados como Cd, Pb Cr, etc. que pueden ser fácilmente lixiviados por aguas lluvias, contaminando el suelo y reservorios de agua a nivel freático si no son previamente tratados para estabilizar dichos metales pesados e impedir su lixiviación.

La composición de los polvos de acería varía según la composición de la chatarra que se usa como materia prima, el tipo y cantidad de aditivos no metálicos que se agregan a la carga del horno como por ejemplo bauxita, fluorita, dolomita, coque, etc., el tipo y masa de aleaciones de Fe añadidas como Fe-Mn, Fe-Si, Fe-Cr, etc., y los parámetros de operación del horno como el volumen de O<sub>2</sub> inyectado, temperaturas y técnicas de remoción de escoria (Sofilic, Novosel, Cerjan y Rastovcan, 2005, p. 150).

Por este motivo es difícil señalar una composición promedio de los polvos de acería pero en general presentan entre 20,0-55,0 % Fe, 10,0-35,0 % Zn, 1,0-8,0 % Pb y 0,05-0,20 % Cd además de la presencia de otros elementos como Na, K, Al, Mg, Mn y As (Chirila y Ionescu, 2011, p. 2; Jha, Kumar y Singh, 2001, p. 3).

Por otro lado, el reciclaje de polvos de acería consiste en recuperar los metales que éstos contienen en especial Zn por su alta concentración. Sin embargo el procesamiento actual de estos polvos para recuperar Zn tiene un costo elevado principalmente por su alto requerimiento energético cuando se trata de procesos pirometalúrgicos como el proceso Waelz y bien por la necesidad de procesos adicionales requeridos para obtener un producto con menor cantidad de impurezas para que tenga un valor comercial.

La tendencia mundial sin embargo empuja a la industria hacia la producción más limpia lo que implica tratar de disminuir la producción de polvos de acería optimizando el proceso productivo de acero y también desarrollar nuevas técnicas de reciclaje de polvos de acería que sean económicamente rentables para que puedan ser implementadas a nivel industrial (Jha, Kumar y Singh, 2001, p. 2).

Sin embargo en el país actualmente la industria siderúrgica no aplica procesos de reciclaje de polvos de acería y únicamente se limita a disponer de dichos residuos mediante gestores ambientales que se encargan de transportar y disponer de los polvos de acería en un relleno industrial. El gestor ambiental se debe encargar de tratar los polvos de acería para que una vez dispuestos en los rellenos industriales, éstos cumplan con los Criterios de Calidad del Suelo dispuestos por la Norma de Calidad del Recurso Suelo y Criterios de Remediación para Suelos Contaminados, Libro VI, Anexo 2 del TULAS (Texto Unificado de Legislación Ambiental Secundaria), texto bajo el cual está regida la disposición de desechos industriales en el país a través del Ministerio de Ambiente. Dichos criterios de calidad del suelo hacen referencia a los límites analíticos de detección para un contaminante en el suelo, los cuales se presentan en el Anexo I para elementos inorgánicos.

### 1.3.1 TÉCNICAS DE CONFINAMIENTO DE POLVOS DE ACERÍA

#### 1.3.1.1 Estabilización/solidificación de polvos de acería a base de cemento

El procedimiento más extendido a nivel mundial para estabilizar los componentes solubles de polvos de acería como es el caso de los metales pesados y reducir así el impacto ambiental que implica la disposición de los mismos en rellenos industriales, es la estabilización con concreto, el cual brinda una matriz de baja permeabilidad que constituye una barrera para la liberación de dichos metales pesados, usándose principalmente cemento Portland (Pellizon y Ouki, 2008, p. 1).

El proceso consiste en mezclar los polvos de acería con cemento, arena, dolomita, estearato de calcio y agua. Sin embargo debido a que los polvos de acería tienen un pH de entre 12 y 13, y en ese rango de pH el Pb se presenta en una forma muy soluble, se hace necesaria la adición de aditivos estabilizantes que impidan la lixiviación de Pb además de metales como el Cr o el Cd, sobre los niveles máximos permitidos para poder disponer de los polvos de acería como residuos no peligrosos en rellenos industriales comunes. Se usa como aditivos fosfato di-ácido de sodio ( $\text{NaH}_2\text{PO}_4$ ), ácido fosfórico ( $\text{H}_3\text{PO}_4$ ), sulfato ferroso hepta-hidratado ( $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ ) individualmente o en mezclas en proporciones de hasta 1,25 % en peso de la mezcla total trabajando con 15 % en peso de polvo de acería y dependiendo de la naturaleza del mismo (Sikalidis, Mitrakas y Tsitouridou, 2010, p. 371).

El polvo de acería puede conformar la mezcla total de concreto en hasta un 80 % en peso, sin embargo el tiempo de fraguado se incrementa excesivamente tomando hasta 145 h o incluso impide el proceso de fraguado, sin contar con que si la mezcla llega a fraguar, debido a la alta concentración de polvo de acería se requiere de mayor cantidad de aditivos estabilizadores de metales pesados en la mezcla, aumentando el costo del tratamiento previo a la disposición final de los polvos y creando la posibilidad de que pese a los aditivos utilizados la alta concentración de polvo de acería conlleve a la lixiviación inevitable principalmente del Pb. El aumento del tiempo de fraguado se debe principalmente a la presencia



de zincita (ZnO) ya que actúa como agente retardador de la hidratación del cemento (Pellizon y Ouki, 2008, p. 5).

Ya que el objetivo es solidificar y estabilizar la mayor cantidad de polvo de acería posible usando la menor cantidad posible de cemento, arena, aditivos, etc., se ha estudiado la influencia de compuestos que estando presentes en la mezcla, disminuyan el tiempo de fraguado trabajando con concentraciones de polvo de acería de hasta 70 % en peso.

Se ha estudiado la influencia de la adición de escoria granular de alto horno así como también cenizas volantes provenientes de centrales eléctricas a base de carbón natural, obteniéndose los mejores resultados al añadir 10 % en peso de cenizas volantes a la lechada, lográndose tiempos de fraguado de 24 h (Pellizon y Ouki, 2008, p. 2).

### **1.3.1.2 Vitrificación de polvos de acería**

Una alternativa a la estabilización de los metales pesados de polvos de acería con una matriz de cemento es la utilización de una matriz de vidrio. Esta técnica toma el nombre de vitrificación y consiste en mezclar 50 % de polvo de acería con 32,5 % de vidrio reciclado (roto o re-fundido) y 17,5 % de arena para después fundir la mezcla a temperaturas entre 1 450 y 1 500 °C durante 2 h. Una vez fundida la mezcla, se vierte en moldes de acero y se enfría con agua para su posterior disposición en rellenos industriales.

La presencia de Zn en forma de ZnO afecta negativamente la estabilidad química del polvo de acería vitrificado, permitiendo que los metales pesados presentes sean lixiviados, razón por la cual se agrega carbón hasta en 10 % en peso a la mezcla y antes de fundirla, se la calienta por 5 h a 1 200 °C permitiendo que el Zn presente en el polvo de acería se evapore. Posteriormente se funde la mezcla durante 2 h a 1 500 °C logrando así un vidrio químicamente más estable. Así también, de esta manera se puede recuperar por evaporación hasta el 60 % del

Zn presente en el polvo de acería trabajando en atmosfera de nitrógeno durante el proceso de evaporación previo a la fusión.

La estabilidad química del polvo de acería vitrificado también se ve afectada si se produce cristalización debido a que al producirse este fenómeno se forman espinelas de Fe, Cr y Zn cuya estabilidad química es baja. Por este motivo, una vez fundida, la mezcla se la debe enfriar rápidamente con agua para impedir que ocurra la cristalización de los compuestos de Fe, Cr y Zn (Pelino, Karamanov, Pisciella, Crisucci y Zonetti, 2002, p. 945).

## 2 PARTE EXPERIMENTAL

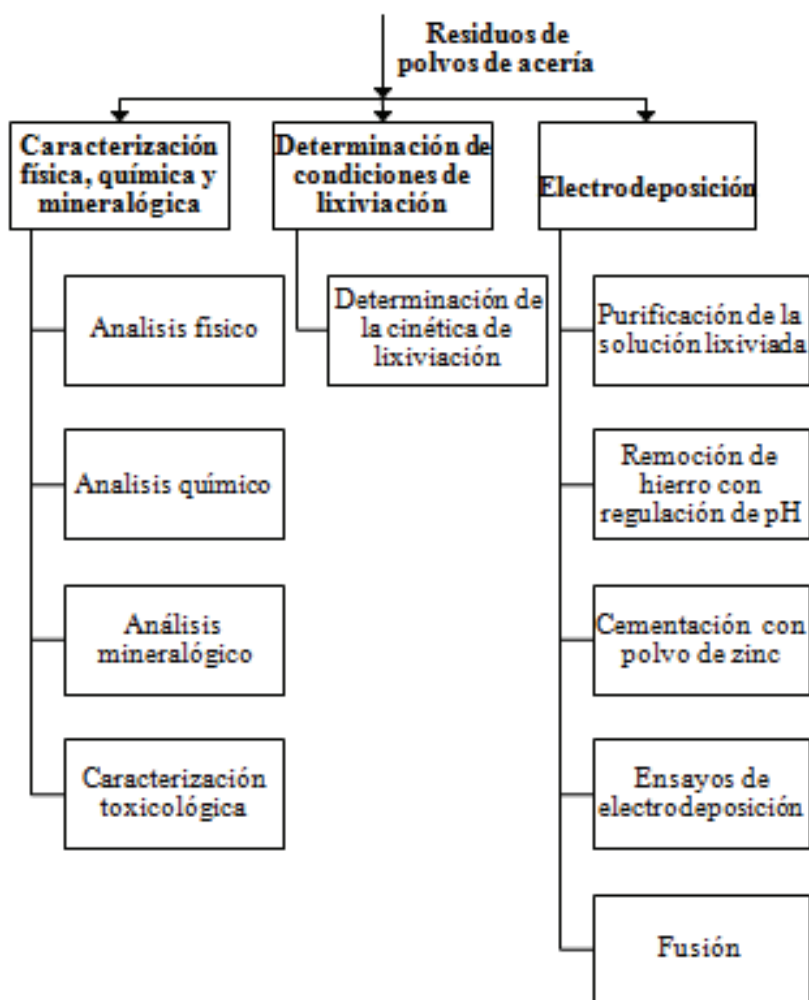
El presente trabajo de investigación tiene por objetivo diseñar una planta para valorizar los residuos de polvos de acería provenientes de la fundición de chatarra, mediante recuperación de metales de interés económico como el Zn. Se realizaron pruebas de cada proceso a nivel de laboratorio, variando distintos parámetros en cada caso. Esto debido a que los residuos de polvos de acería varían su composición de empresa a empresa e incluso en cada fundición de un mismo horno de arco eléctrico ya que la chatarra usada no tiene una composición uniforme, por lo que su comportamiento en las distintas etapas estudiadas como lixiviación, incremento de pH, cementación y electrodeposición no se puede predecir mediante modelado matemático y no se puede comparar directamente con otros estudios de residuos de polvos de acería sometidos a los mismos procesos de recuperación de Zn.

Se tomaron muestras de 2 puntos diferentes del sistema de extracción de gases del horno de arco eléctrico de una empresa siderúrgica que funde chatarra para producir acero. Se determinó que muestra tiene el mayor contenido de Zn para usarla en los ensayos de recuperación del metal.

La caracterización física, química y mineralógica de los residuos de polvos de acería se realizó en base a normas existentes para la determinación de propiedades físicas como densidad y granulometría. En cuanto a la caracterización química se probaron varios procedimientos de disgregación hasta disolver totalmente las muestras.

Los ensayos para determinar las condiciones de lixiviación se desarrollaron con distintos porcentajes de sólidos y varias concentraciones de solución de HCl usando como agente lixiviante. El estudio de la cinética de la reacción de lixiviación se realizó con 10 y 30 % de sólidos, varias concentraciones de solución de HCl y se midió la recuperación de Zn a través del tiempo de reacción mientras se mantuvo constante la concentración de HCl, midiendo el consumo del mismo a lo largo de la reacción y reemplazando la cantidad de ácido necesaria.

Una vez que se determinaron las condiciones de tiempo, porcentaje de sólidos y concentración de solución de HCl bajo las cuales el proceso de lixiviación obtuvo la mayor recuperación de Zn, se realizaron ensayos de purificación de la solución obtenida para eliminar Fe, Pb y Cd. Posteriormente se realizaron ensayos de electrolisis para recuperar el Zn en solución en una celda formada por 2 electrolitos, la solución lixiviada purificada como solución catódica y una solución anódica de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  1 M. Estos 2 electrolitos se separaron por una membrana impermeable de intercambio catódico. La Figura 2.1 muestra un esquema del procedimiento experimental que se siguió en la elaboración de este proyecto.



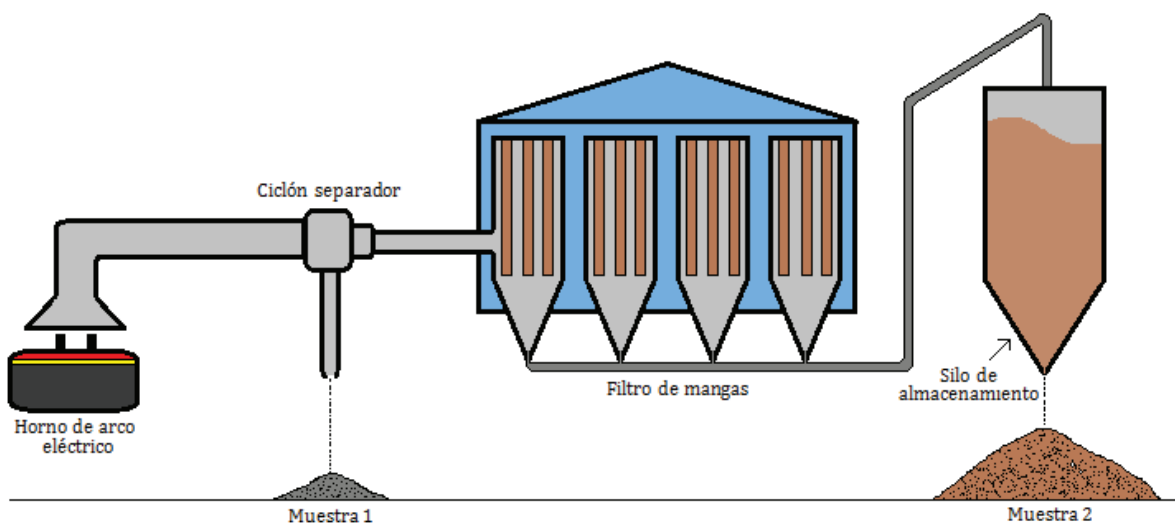
**Figura 2.1.** Esquema del procedimiento experimental

## 2.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LOS POLVOS DE ACERÍA

### 2.1.1 ORIGEN DE LAS MUESTRAS

Las muestras fueron tomadas del área de recolección de residuos de polvos de acería de una empresa siderúrgica que funde chatarra para reciclarla y producir acero.

Primeramente se hace necesario señalar la diferencia entre las 2 muestras de residuos de polvos de acería y como se va a designar a cada una de ellas de ahora en adelante. Tal como se muestra en la Figura 2.2 la primera muestra se tomo del ciclón separador ubicado antes del filtro de mangas del sistema de extracción de gases del horno de arco eléctrico. En este ciclón se separa la corriente de partículas sólidas que se forma a lo largo del recorrido desde el horno hacia el filtro de mangas, en función de su granulometría, separándose en este caso un residuo grueso al que se lo denominó MUESTRA 1. La fracción que logra pasar el ciclón por tener una granulometría más fina pasa al filtro de mangas en donde se recupera y acumula en un silo de almacenamiento. De aquí se toma el segundo tipo de residuo de polvo de acería que se denominó MUESTRA 2.



**Figura 2.2.** Esquema de sistema de extracción de gases del horno de arco eléctrico y puntos de muestreo

Las muestras de los 2 tipos de residuos de polvo de acería fueron entregadas por parte de una empresa que fabrica acero a partir de la fundición de chatarra en un horno de arco eléctrico. Pese a la granulometría fina ( $d_{80}= 150-180 \mu\text{m}$ ) de ambas muestras se tomaron alrededor de 10 kg de cada una.

Dada la granulometría de las 2 muestras, para la caracterización física, química y mineralógica no se hizo necesario un tratamiento previo de reducción de tamaño

Posteriormente ya en el laboratorio los 10 kg de cada muestra se homogenizaron y cuartearon. El método de cuarteo consiste en formar una torta de forma circular con la muestra después de haber sido homogenizada y dividirla en 4 partes iguales para después tomar una de las 4 fracciones de la muestra. Del cuarteo se obtuvo una fracción de 2,5 kg de cada muestra.

Dichas fracciones se pasaron por un cuarteador Jones de 1', el cual divide una muestra en 2 fracciones de igual peso. La fracción obtenida se volvió a pasar por el cuarteador hasta que se obtuvieron 625 g de cada muestra para la caracterización física y química (Wills, 1994, p. 67).

## **2.1.2 CARACTERIZACIÓN FÍSICA DE LOS RESIDUOS DE POLVOS DE ACERÍA**

La caracterización física determinó la granulometría, densidad real y densidad aparente de las 2 muestras de residuos de polvos de acería.

### **2.1.2.1 Análisis granulométrico de los residuos de polvos de acería**

Se realizó el análisis granulométrico de las muestras de acuerdo a la norma ASTM C136-05, sometiéndolas a una separación mecánica por medio de una serie de tamices estandarizados marca Tyler, ensamblados a un equipo

Vibrotamiz ATM Arrow. Los tamices se colocaron de arriba hacia abajo, del de mayor abertura al de menor abertura.

Se colocaron 250 g de muestra sobre el ensamble de tamices, el cual posteriormente se agito mecánicamente por 15 min. Transcurrido el tiempo de agitación se tomó el peso de cada una de las fracciones de muestra retenidas en cada tamiz y con dichos pesos se obtuvo la curva granulométrica para determinar el diámetro de partícula ( $d_{80}$ ).

La configuración de tamices usada se muestra en la Tabla 2.1. Los detalles del ensayo y las curvas granulométricas de cada muestra se muestran en el Anexo II.

**Tabla 2.1.** Ensamble de tamices estandarizados usado análisis granulométrico

Nº Malla	Granulometría (um)
25	710
30	600
35	500
40	425
45	355
50	300
60	250
70	212
80	180
100	150
150	106
180	80
200	75
270	53
325	45
400	38
> 400	< 38

### 2.1.2.2 Determinación de la densidad aparente de los residuos de polvos de acería

Para determinar la densidad aparente de las muestras se taró una probeta de 50 mL en una balanza analítica SARTORIUS TE1245. Se colocó dentro de la probeta la cantidad de muestra suficiente para alcanzar la marca de 20 mL o 30 mL y se registró su peso. Con el peso de la cantidad de muestra ( $W_m$ ) y el volumen alcanzado ( $V_m$ ) se usa la ecuación [2.1] para calcular la densidad aparente

$$d_a = \frac{W_m}{V_m} \quad [2.1]$$

Donde:

$d_a$ : densidad aparente

$W_m$ : masa de muestra

$V_m$ : volumen de muestra

### 2.1.2.3 Determinación de la densidad real de los residuos de polvos de acería

Para determinar la densidad real de las muestras se siguió la norma INEN NTE 0856-2010. Siguiendo los pasos de la norma se pesó un picnómetro vacío ( $W_a$ ) en una balanza analítica SARTORIUS TE1245, se colocó 1 g de muestra dentro del picnómetro ( $W_s$ ). Se llenó el picnómetro ya con la muestra con agua destilada y se registró el peso ( $W_{sw}$ ). Posteriormente se lavó y secó el picnómetro con metanol y se añadió agua destilada al picnómetro y se registró su peso ( $W_w$ ). Todos los datos obtenidos se introdujeron en la ecuación [2.2] para calcular la densidad de la muestra (g/mL):

$$d_r = \frac{W_s - W_a}{W_s - W_a - W_{sw} - W_w} \quad [2.2]$$



Donde:

$W_a$ : peso del picnómetro vacío

$W_s$ : peso del picnómetro mas muestra

$W_{sw}$ : peso del picnómetro con muestra y agua

$W_w$ : peso del picnómetro con agua

### **2.1.3 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA DE LOS RESIDUOS DE POLVOS DE ACERÍA**

#### **2.1.3.1 Determinación del pH de los residuos de polvos de acería**

El potencial hidrógeno de la muestra se determino según la norma mexicana NMX-AA-25-1984.

Se pesaron 10 g de muestra y se agregó 90 mL de agua destilada, se agito por 10 min y se dejó reposar por 30 min. Se midió el pH con un pHmetro HANNA HI 98128.

#### **2.1.3.2 Determinación de la concentración de metales de los residuos de polvos de acería**

Para obtener la composición de los polvos de acería se uso de la técnica de espectrofotometría de absorción atómica, para lo cual se requirió que la muestra esté disuelta.

Se probaron varios procedimientos tradicionales de disgregación como disgregación ácida en microondas, en caliente y fusión alcalina para solubilizar las muestras. Sin embargo, debido a la complejidad química y mineralógica de las muestras, los procedimientos tradicionales no funcionaron y se hizo necesario

realizar ensayos de disgregación con distintos tipos de ácidos como HCl, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, HNO<sub>3</sub>, HF, HClO<sub>4</sub> en varias mezclas, proporciones y diluciones.

Una vez que se encontró la mezcla de ácidos que disgregó la mayor cantidad de muestra se realizaron ensayos de fusión alcalina del residuo insoluble a 950 °C, siguiendo el método sugerido por Machado, Andrade, Mendez, do Santos y Faria (2005), hasta llegar al procedimiento que se detalla a continuación (p. 42):

- Pesar 0,4 g de muestra.
- Añadir 16 mL de ácido perclórico en relación 7 a 1
- Añadir 2 mL de ácido nítrico analítico.
- Añadir 3 mL de ácido fluorhídrico analítico.
- Agitar y calentar por 15 min.
- Filtrar la solución y recuperar como solución fuerte.
- Lavar el residuo sólido insoluble con 50 mL de agua destilada y recuperar como solución de lavado.
- Recuperar y secar el residuo insoluble.
- Pesar crisol de platino.
- Pesar 1 g de bórax.
- Pesar el residuo insoluble y colocar junto con el bórax en el crisol de platino.
- Fundir a 950 °C por 30 min.
- Dejar enfriar y añadir 5 mL de HCl grado analítico.
- Añadir 60 mL de agua y remover el cristal formado del fondo del crisol.
- Agitar la solución junto con los residuos de cristal hasta disolución completa.
- Aforar a 100 mL.

Una vez disgregadas las muestras las soluciones fuerte, de lavado y la solución de insolubles se aforaron y enviaron para caracterizarlas por espectrofotometría de absorción atómica. Se leyó el contenido de Zn, Fe, Cd, Pb y Mn.

### **2.1.3.3 Caracterización toxicológica de los residuos de polvos de acería**

Este ensayo se realizó de acuerdo al procedimiento EPA 1311 (EPA, 2003) para determinar la toxicidad de cada una de las muestras mediante el análisis de sus extractos lixiviados.

Se tomaron 20 g de muestra y se agregó 400 mL de agua destilada para crear una pulpa con relación sólido:líquido de 1:20. Se reguló el pH a 4,7 usando una solución de ácido acético al 20 % y se agito por 18 h con un agitador mecánico. Se filtró la pulpa y el extracto lixiviado recuperado se analizó por espectrofotometría de absorción atómica para determinar la concentración de los principales metales pesados que son tóxicos en concentraciones reducidas y son controlados por el código federal de residuos de los Estados Unidos de América, título 40, parte 261.24, Toxicity characteristic (As, Ba, Cd, Cr, Fe y Hg) y por las normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1 (Ag, Ni, Pb, Se, V y Zn).

### **2.1.4 PROPIEDADES MINERALÓGICAS DE LOS RESIDUOS DE POLVOS DE ACERÍA**

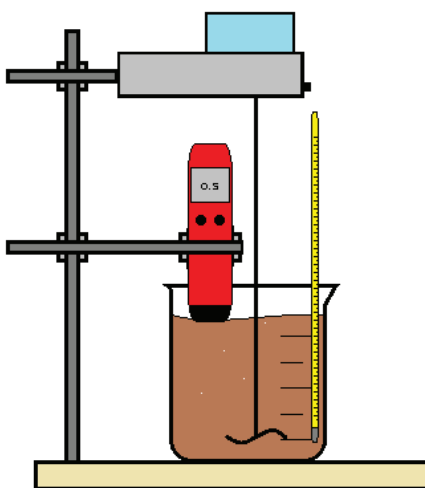
Se determinaron los compuestos con estructuras cristalinas presentes en la muestra mediante el uso de la técnica de difracción de rayos X. Para el análisis se molió 1 g de cada muestra en un mortero de ágata hasta alcanzar el polvo más fino posible y se analizó por difracción de rayos X (DRX) en un equipo D8 ADVANCE y el programa Diffrac Plus.

## **2.2 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN**

Las condiciones de operación del proceso de lixiviación se determinaron mediante ensayos con HCl grado técnico.

### 2.2.1 DETERMINACIÓN DE CONDICIONES DE LIXIVIACIÓN

Los ensayos de lixiviación se realizaron en volúmenes de 100 mL de solución de HCl y se agitaron durante 24 h mecánicamente a 750 rpm tal como se muestra en la Figura 2.3. Después de transcurridas las 24 h se filtró la pulpa para recuperar el lixiviado. Se procedió a lavar la torta resultante con 50 mL de agua destilada. La torta remanente se secó y disgregó mediante el método descrito en la sección 2.1.3.2. Las soluciones, fuerte, de lavado y las obtenidas de la disgregación de la torta se aforaron y analizaron mediante la técnica de espectrofotometría de absorción atómica para determinar la concentración de Zn, Fe, Cd, Pb y Mn, elaborar un balance metalúrgico y determinar la recuperación de metales obtenida de cada ensayo. Los balances metalúrgicos se presentan en el Anexo III.



**Figura 2.3.** Esquema de ensayo para determinación de condiciones óptimas de lixiviación

En el balance metalúrgico se tomó en cuenta el contenido de metales del HCl técnico el cuál fue previamente caracterizado y los resultados se presentan en el anexo III, ya que es un ácido de grado técnico.

Se probaron concentraciones de HCl técnico de (50, 100 y 150 g/L) y porcentajes de sólidos de (1, 10 y 30 %). Al ser estos ensayos de lixiviación ensayos preliminares se trabajó sin reposición de HCl a lo largo del proceso.

## 2.2.2 ESTUDIO DE LA CINÉTICA DE LA LIXIVIACIÓN

Para determinar el avance de la reacción de lixiviación se hizo necesario conocer la recuperación de Zn y el consumo de HCl respecto al tiempo. Para esto se realizaron ensayos con 50 mL de solución de HCl, variando el tiempo de operación (0,5; 1,0; 1,5; 2,0; 3,0; 4,0; 6,0 y 8,0 h), la concentración de HCl (50, 100 y 150 g/L) y el porcentaje de sólidos (10 y 30 %). Se mantuvo agitación constante de 750 rpm usando agitadores magnéticos. También se mantuvo constante la concentración de HCl 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 estudiado y reponiendo la cantidad necesaria del mismo para alcanzar la concentración de ácido inicial.

Se comenzó con los ensayos de 0,5 h. Después de transcurrido el tiempo de reacción, se detuvo la agitación, se filtró la solución y se tituló la cantidad de HCl libre en ella con una solución de NaOH 2 M, con fenolftaleína como indicador. Debido a que la solución tiene varios compuestos disueltos además de Zn se hizo necesario diluir la alícuota a titular con agua destilada a 7 veces su volumen para disminuir la formación de precipitados mientras se agrega la solución de NaOH. Mediante un balance de masa se determinó la cantidad necesaria de ácido a reponer a ese tiempo de reacción para alcanzar la concentración inicial y mantenerla constante.

También se tomó una alícuota del lixiviado para analizar la concentración de Zn y Fe mediante la técnica de espectrofotometría de absorción atómica.

Una vez conocida la cantidad de ácido a reponer después de 0,5 h de lixiviación con cada concentración de HCl y porcentaje de sólidos, se realizaron los ensayos de 1,0 h. A las 0,5 h del experimento se agregó la cantidad de ácido requerida para cada uno de los ensayos y se dejó cumplir la media hora restante para después detener la agitación, filtrar el lixiviado y determinar el consumo de HCl a ese tiempo.

De este modo se trabajó hasta llegar a las 8 h de lixiviación mientras se determinó el consumo de HCl a cada tiempo, se repuso la cantidad necesaria para mantener la concentración de ácido constante y se tomaron alícuotas de los lixiviados para determinar las cantidades de Zn y Fe recuperadas.

El relave obtenido se secó y pesó para posteriormente disgregarlo por el método descrito en la sección 2.1.3.2, y determinar las cantidades sobrantes de Zn y Fe, para de esta manera realizar un balance metalúrgico tal como se muestra en el Anexo IV. Se tomó en cuenta el contenido de metales del HCl técnico el cuál fue previamente caracterizado. Una vez obtenidos los resultados de absorción atómica se determinó la recuperación vs tiempo de cada una de las condiciones en que se trabajó.

## **2.3 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE ELECTRODEPOSICIÓN**

Una vez que se recuperó el Zn de los residuos de polvo de acería por medio de la lixiviación con HCl se hizo necesario recuperar el Zn en solución. El Zn se encuentra diluido en el lixiviado en forma de  $ZnCl_2$ . Sin embargo no solo se lixivía Zn, sino otros metales como Fe, Cd y Pb, los cuales forman parte del polvo de acería usado en este trabajo. Se buscó determinar los procesos de purificación y las condiciones a las que se dan los mismos para reducir la concentración de Fe, Cd y Pb. Dichos procesos son el incremento de pH para eliminar Fe y cementación con polvo de Zn para eliminar Cd y Pb. Para estos ensayos se trabajó con la solución lixiviada que obtuvo mayor recuperación de Zn en el proceso de lixiviación.

### **2.3.1 INCREMENTO DE pH**

Para elevar el pH de la solución lixiviada ( $pH < 1$ ) se realizaron ensayos en volúmenes de 25 mL de solución con agitación mecánica a 750 rpm, usando NaOH sólido grado técnico y polvo de acería. Se usó polvo de acería debido a

que el mismo tiene un pH igual a 12,7. Usando un pH metro para detectar la variación del pH se añadieron pequeñas cantidades de NaOH hasta que se alcanzó un pH de entre 4 y 5. Lo mismo se hizo usando el polvo de acería. El esquema del proceso es igual al usando en la determinación de las condiciones óptimas de lixiviación mostrado en la Figura 2.3.

### 2.3.2 CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC

Una vez determinadas las cantidades de NaOH y polvo de acería necesarios para alcanzar el pH deseado y precipitar el Fe, se realizaron ensayos para determinar la cantidad necesaria de polvo de Zn para separar Cd y Pb.

En los ensayos de cementación se usó polvo de Zn con una pureza de 90,32 %. Se estimó la masa estequiométrica necesaria de polvo de Zn para que reaccione con las cantidades de Cd y Pb recuperadas en la solución lixiviada. Se decidió trabajar con 3 cantidades de polvo de Zn, la masa necesaria más factores de exceso sugeridos por (Sinclair, 2005, p. 96), el 50 % de exceso de la cantidad anterior y una proporción de 0,1 g/mL de solución sugerida por (Baik y Fray, 2000, p. 125).

A 9 vasos de precipitación se añadieron 25 mL de solución lixiviada. Se reguló el pH (entre 4-5) de 3 vasos con la cantidad anteriormente establecida de NaOH, otros 3 con polvo de acería y los 3 restantes se dejaron con el pH inicial de la solución (pH=0,48). Las pulpas formadas en los vasos a los que se les elevó el pH a valores de entre 4 y 5 posteriormente se filtraron para recuperar la solución.

Se agregó la cantidad de polvo de Zn sugerida por Sinclair (2005) a 3 vasos, uno al que se le reguló el pH con NaOH, uno regulado con polvo de Zn y otro sin regular. Se agregó la cantidad sugerida por Sinclair (2005) más 50 % en exceso a otros 3 vasos tal como se mencionó anteriormente y finalmente la proporción de 0,1 g/mL a los últimos 3 vasos. Se agitó por 15 min a 750 rpm e inmediatamente se filtraron las soluciones para evitar la redisolución del Cd (p. 96).

Las soluciones obtenidas se analizaron con la técnica de espectrofotometría de absorción atómica para determinar la cantidad de Fe, Cd y Pb sobrante y mediante un balance de masa se determinó el porcentaje de purificación de la solución bajo cada una de las condiciones a las que se trabajó.

El polvo de Zn recuperado de cada uno de los ensayos también se disgregó añadiendo 3 mL de HCl grado analítico y 5 mL de HNO<sub>3</sub> grado analítico con agitación constante para analizar la concentración de los metales recuperados.

### **2.3.3 ELECTRODEPOSICIÓN**

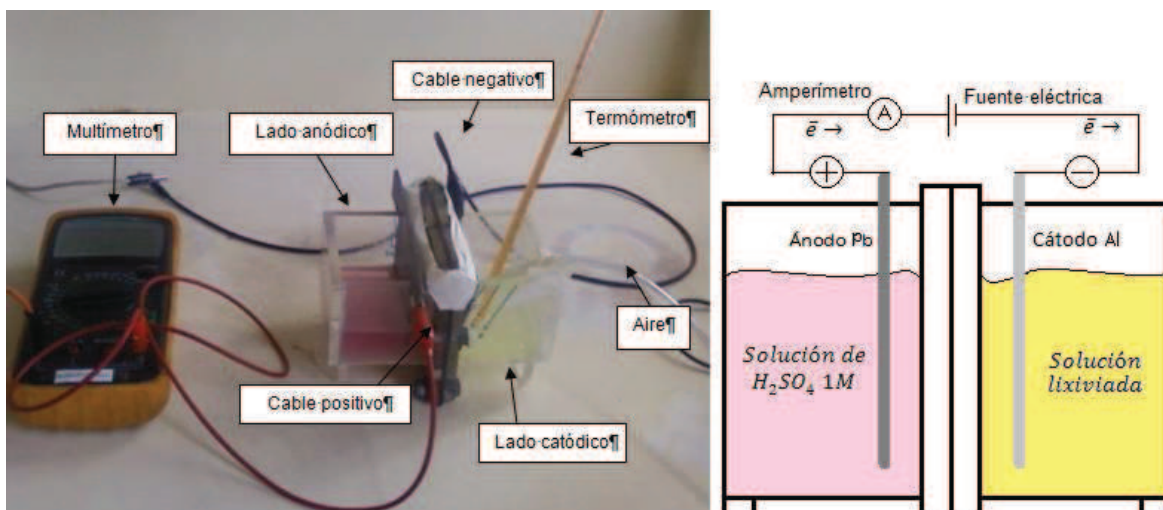
Se probaron varias densidades de corriente en un rango de 300 a 2 000 A/m<sup>2</sup> para la recuperación de Zn metálico, controlando la temperatura y el pH de las soluciones catiónica y aniónica a lo largo del proceso.

Se usó una membrana de intercambio iónico catiónico marca NEOSEPTA tipo CMX cuyas especificaciones técnicas se adjuntan en el Anexo V. Esta membrana se sujeto en el medio de la celda bi-electrolítica separando el compartimento catiónico y aniónico.

Se prepararon 100 mL de solución de ácido sulfúrico de concentración 1 M y se colocó dicho volumen en un extremo de la celda. Este extremo pasó a ser el lado anódico. En el otro extremo se colocaron 100 mL 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 aluminio en el lado catódico. Se conectó la salida positiva de la fuente eléctrica marca Lambda 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 aluminio. Un esquema de la celda y la configuración eléctrica se muestra en la Figura 2.4

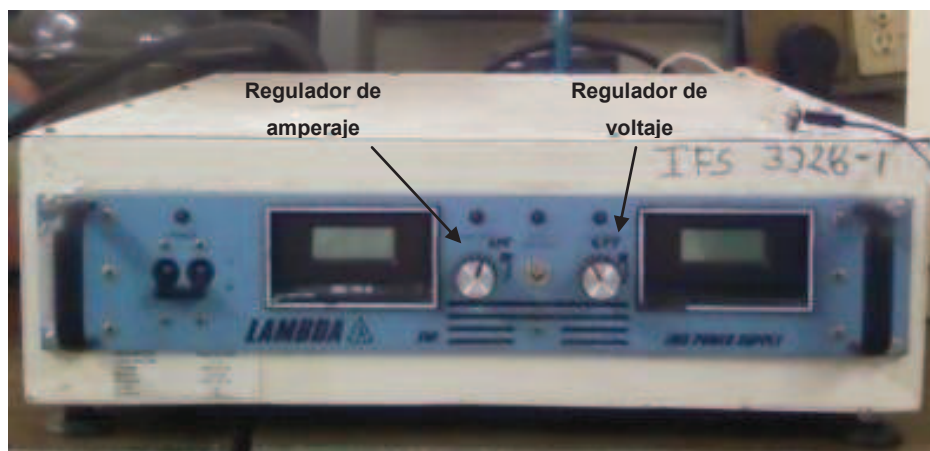




**Figura 2.4.** Esquema de conexión de la celda bi-electrolítica usada para los ensayos de electrodeposición

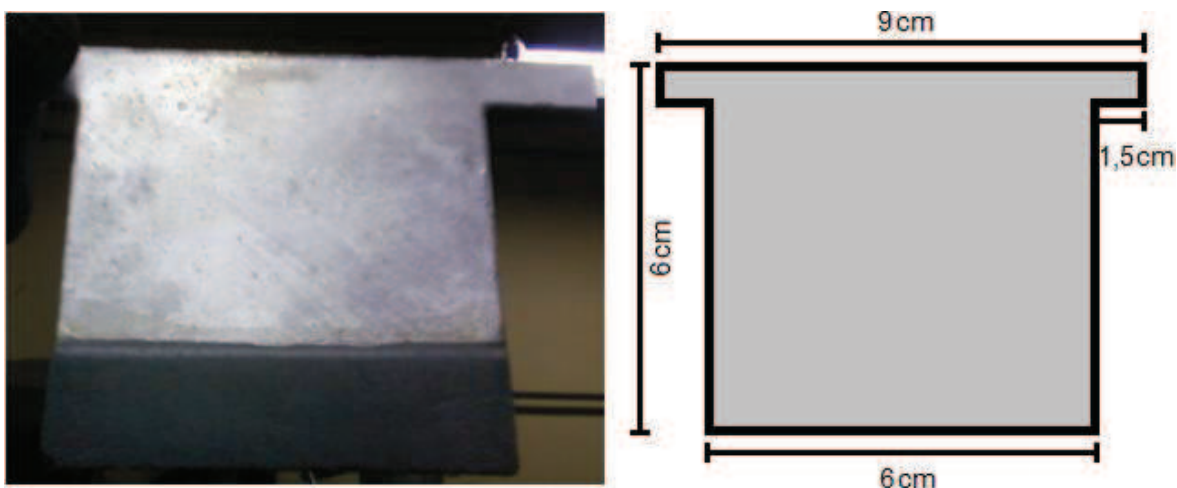
Se usó una bomba de aire con difusor para oxigenar la solución catódica y permitir que el Zn se reduzca además de prevenir el crecimiento dendrítico (ramificado) del depósito. Amperímetro

Se encendió la fuente eléctrica y se fijó el amperaje deseado dependiendo de la densidad de corriente a la que se trabajó. La fuente usada permite mantener constante o el amperaje o el voltaje, dependiendo de cuál de los parámetros se quiera mantener fijo a lo largo del ensayo. La fuente usada se muestra en la Figura 2.5.



**Figura 2.5.** Fuente eléctrica marca Lambda con regulador de voltaje y amperaje usada en los ensayos de electrodeposición

El depósito de Zn se extrajo de la superficie del cátodo raspándolo con una espátula, procurando que salga de una sola pieza para no dañar la superficie del cátodo. El Zn depositado sobre la superficie del cátodo y sus medidas se pueden apreciar en la Figura 2.6 y los depósitos recuperados en la Figura 2.7. El ánodo de Pb tiene las mismas dimensiones que el cátodo.



**Figura 2.6.** Esquema de cátodo con depósito metálico adherido después del proceso de electrodeposición y sus respectivas medidas



**Figura 2.7.** Depósitos metálicos recuperados del proceso de electrodeposición

La superficie de los cátodos y ánodos usados se preparó antes de cada ensayo sumergiéndolos en una solución de ácido nítrico al 1 % en volumen por 12 h. Posteriormente se lavaron con agua y se los lijó con papel de lija de grano fino.

### **2.3.4 FUSIÓN DE LOS DEPÓSITOS CATÓDICOS**

Los depósitos metálicos recuperados en el proceso de electrodeposición se funden para separar las impurezas y recuperar Zn en forma metálica.

Los depósitos se redujeron de tamaño para lograr una mezcla más homogénea. Se añadió una masa de  $\text{NH}_4\text{Cl}$  correspondiente al 75 % del peso de los depósitos a fundirse, para facilitar la separación de la escoria. Se colocó la mezcla homogenizada de depósitos metálicos y  $\text{NH}_4\text{Cl}$  en un crisol de cerámica y se fundió durante 1 h en una mufla a 450 °C. Cumplido el tiempo de fusión, la mezcla fundida se coló sobre una lingotera cónica y posteriormente se recuperó el Zn metálico.

## **2.4 DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS**

Para determinar la cantidad de residuos de polvos de acería a procesar en la planta de valorización se tomó como referencia la capacidad instalada de producción de acero de ANDEC-FUNASA y la capacidad proyectada de NOVACERO S.A., cada una de 250 000 t/año (Acerotek, 2009). Dicha producción de acero se dividió para 365 días del año y se multiplicó por 13,5 t/día que es el promedio de producción de residuos de polvos de acería por tonelada de acero producida (Da Silva y Brehm, 2006, p. 41; Ioana y Balescu, 2009, p. 10).

Como resultado se determinó que se requiere de una planta de aproximadamente 10 t/día para procesar los polvos generados por cada una de las empresas antes mencionadas. Sin embargo se diseñó la planta como un módulo de 5 t/día para facilitar la expansión de la misma.

Los equipos se seleccionaron de acuerdo al diagrama de flujo del proceso y el dimensionamiento de los mismos se realizó en base un flujo de 5 t/día de residuos de polvo de acería, procesado en batches de 2,5 t en 2 líneas de proceso idénticas que funcionan en paralelo.

Los equipos que se determinaron necesarios para el proceso son: tanques agitados, filtro prensa y celda bi-electrolítica. En el proceso de fusión se hace necesario un horno que alcance temperaturas de hasta 450 °C, cuyo dimensionamiento no es necesario pues ya disponen de varias unidades en la planta de la que se tomaron las muestras.

#### **2.4.1 DETERMINACIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO**

El diagrama de flujo del proceso de valorización de residuos de polvos de acería se realizó en base a los resultados de las pruebas a nivel de laboratorio realizadas con residuos de polvos de acería de una empresa que fabrica acero a partir de la fundición de chatarra en un horno de arco eléctrico.

La capacidad de procesamiento de la planta será de 5 t/día de residuos de polvos de acería en 2 líneas de proceso idénticas de 2,5 t/día cada una.

El diagrama de flujo del proceso a implementarse en la planta de valorización de los residuos de polvos de acería se definió en base a los siguientes criterios de diseño:

- Los procesos deben permitir maximizar la recuperación de Zn en forma metálica, minimizando el consumo de reactivos.
- El tiempo de operación de cada uno de los procesos se debe adaptar al tiempo de operación diaria de la planta.
- Se debe recircular la mayor cantidad posible de HCl regenerado en el proceso de electrodeposición hacia el proceso de lixiviación.

- Mientras se recircule el HCl regenerado del proceso de electrodeposición, se debe establecer la cantidad repuesta de HCl técnico para mantener la concentración de ácido en 150 g/L dentro del proceso de lixiviación. Además se debe mantener el porcentaje de sólidos en 30 %.

#### **2.4.2 TANQUES AGITADOS PARA LOS PROCESOS DE LIXIVIACIÓN CON HCl, INCREMENTO DE pH Y CEMENTACIÓN CON POLVO DE ZINC**

Dado que el proceso es batch las dimensiones de los tanques se definieron por los volúmenes ocupados por la solución y el polvo de acería, el NaOH o polvo de Zn según el proceso correspondiente.

Una vez calculado el volumen necesario se lo sobredimensionó en un 20 % por motivos de seguridad y posteriormente se buscó en catálogos tanques agitados que cumplan con dichas dimensiones.

#### **2.4.3 FILTRO PRENSA**

Las dimensiones dependen de las características de la corriente de entrada y de las características que se deseen para la corriente de salida. Para optimizar el uso de los equipos se usará únicamente un filtro prensa para cada línea de proceso de 2,5 t/día. Es así que la dimensión dependerá de la pulpa con mayor porcentaje de sólidos que en este caso es la obtenida del proceso de lixiviación con un 30 %.

Para reducir el tamaño requerido del filtro prensa se realizó un ensayo de sedimentación de la pulpa obtenida del proceso de lixiviación para determinar el volumen de solución sobrenadante que se puede recuperar y así reducir la cantidad que debe ser filtrada.

El volumen del filtro prensa se definió según la ecuación [2.3] propuesta por la compañía Siemens para el dimensionamiento de su filtro prensa J-Press™ y MC-Press™:

$$\text{Volumen}_{\text{filtro prensa}} = \frac{\text{Volumen de alimentación L} \cdot \% \text{ sólidos en la entrada} \cdot \text{densidad del agua } \frac{\text{kg}}{\text{L}} \cdot \text{peso específico del fango de entrada}}{\text{densidad de torta húmeda } \frac{\text{kg}}{\text{L}} \cdot \% \text{ sólidos secos en la torta}} \quad [2.3]$$

#### 2.4.4 CELDA BI-ELECTROLÍTICA

La celda electrolítica debe contener la solución lixiviada purificada y un volumen de ácido sulfúrico que abastezca el requerimiento de electrones e iones hidrógeno en el lado catódico de la celda para que se produzcan las reacciones necesarias, por lo que el volumen de la misma dependió del volumen de solución purificada a tratar por electrolisis en cada batch.

Otro factor importante es el área de la membrana de intercambio catiónico que va a estar en contacto con las soluciones pues de esta área depende el amperaje aplicado y a su vez de esto depende el tiempo de operación necesario para depositar el Zn en solución. Es así que se probaron varias dimensiones de la celda como la altura, largo y ancho así como el número de celdas necesarias hasta obtener un área de membrana con la cual el tiempo de electrodeposición se ajuste al tiempo de operación de la planta.

### 2.5 ANÁLISIS ECONÓMICO PRELIMINAR

Para realizar el análisis económico preliminar se evaluó la rentabilidad y viabilidad del proyecto usando los indicadores económicos, tasa interna de retorno (TIR), valor actual neto (VAN) y el flujo de caja para determinar el tiempo de retorno de la inversión. Dichos indicadores se calcularon a partir de la inversión para la implantación del proyecto, costos fijos, costos variables y el flujo de caja. Además

cabe señalar que se asumieron 269 días operativos por año restando únicamente fines de semana.

Para calcular la inversión necesaria para el proyecto se sumó la inversión fija más el capital de trabajo:

- Inversión fija: Se calculó respecto al costo de los equipos principales y equipos auxiliares hallados en catálogos más el costo que representa la puesta en planta usando factores que consideran su instalación incluyendo cimientos, tubería, válvulas e indicadores. La inversión fija también incluye el valor del terreno para la planta pero en este caso la empresa ya dispone de los terrenos necesarios.
- Capital de trabajo: Corresponde al costo de las materias primas e insumos necesarios para el arranque de la planta. Este capital también se puede calcular usando factores a partir de la inversión fija, lo cual se realizó en éste caso.

Los costos fijos se calcularon a partir de la depreciación de los equipos instalados y los sueldos de los empleados necesarios para la operación de la planta según los beneficios de ley establecidos por el código del trabajo del estado ecuatoriano.

Los costos variables corresponden a las materias primas y servicios necesarios para la operación de la planta. El costo anual de las materias primas y servicios se calculó en base al requerimiento de las mismas por 269 días operativos al año y su precio.

Para analizar la sensibilidad económica del proyecto se estableció la adquisición de un préstamo por la totalidad de la inversión fija y el capital de trabajo con un plazo de pago de 10 años. El préstamo se pagara en anualidades con una tasa de amortización del 10 %. El horizonte de análisis del proyecto también será de 10 años.

El flujo de caja se calculó con el ingreso por la venta del Zn, el pago de la depreciación de los equipos, la amortización del préstamo, costo de producción e impuestos.

El valor actual neto (VAN) representa el valor a tiempo actual de las ganancias o pérdidas obtenidas después de finalizado el periodo del estudio económico y se calculó según la ecuación [2.4].

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{V_t}{1+k} - I_0 \quad [2.4]$$

Donde:

$V_t$ : flujo de caja en cada periodo de tiempo  $t$

$I_0$ : valor inicial de la inversión

$N$ : número de períodos considerados

La tasa interna de retorno (TIR) es un indicador de cuan rentable es el proyecto, entendiéndose como el interés recibido sobre el valor de la inversión que se realiza para la implementación de la planta. El TIR es igual al interés necesario para que el VAN sea igual a 0 al final del numero de periodos considerados en el estudio económico.



### 3 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 3.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LOS POLVOS DE ACERÍA

##### 3.1.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA

Los análisis realizados para obtener los resultados mostrados a continuación se efectuaron según la metodología descrita en la sección 2.1.2. y los resultados se presentan en la Tabla 3.1.

**Tabla 3.1.** Propiedades físicas de las muestras

	<b>Muestra 1</b>	<b>Muestra 2</b>
<b><math>\delta</math> real (g/cm<sup>3</sup>)</b>	2,97	2,62
<b><math>\delta</math> aparente (g/cm<sup>3</sup>)</b>	1,7	0,92
<b>Granulometría d<sub>80</sub> (μm)</b>	180	150

La muestra 2 es menos densa que la muestra 1 y ya que tienen granulometrías similares se puede decir entonces que la muestra 2 es más porosa. El motivo de que la muestra 1 tenga una granulometría ligeramente mayor se debe a que dicho residuo corresponde a los polvos retenidos en el ciclón separador previo al filtro de mangas, polvos conformados principalmente por gotas solidificadas que fueron expulsadas del horno. Esto último también explica la mayor densidad de la muestra 1 respecto a la muestra 2.

##### 3.1.2 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

En la Tabla 3.2 se muestra que por un lado la Muestra 1 tiene un alto contenido de óxidos de Fe como maghemita y magnetita, además de otros minerales como periclasa y cuarzo, contrario a la Muestra 2 que contiene principalmente zincita además de un importante contenido de maghemita. Esto se debe a que la

muestra 1 está formada principalmente por gotas de Fe fundido y residuos de aditivos agregados como Mg que al ser proyectados desde el horno tal como se explicó en la sección 1.1, reaccionan y se enfrían en el ducto del sistema de extracción de gases mientras que la muestra 2 está constituida por metales que se evaporan a la temperatura de trabajo como el Zn, Cd y Pb y posteriormente se condensan y solidifican. El hecho de que el Zn se encuentre en forma de ZnO es una ventaja para la lixiviación, pues se disuelve fácilmente en medio ácido o básico, contrario a otras formas en que se puede presentar el Zn como la franqulinita ( $ZnFe_2O_4$ ), la cual es refractaria (Oustadakis, Tsakiridis, Katsiapi y Agatzini-Leonardou, 2010, p. 2).

**Tabla 3.2.** Resultados de difracción de rayos X

Mineral	Formula	Muestra 1 Contenido (%)	Muestra 2 Contenido (%)
Cuarzo	$SiO_2$	10	4
Grupo plagioclasa	$(Na,Ca)Al(Si,Al)Si_2O_8$	9	4
Hematita	$Fe_2O_3$	8	6
Magnetita	$Fe_3O_4$	20	5
Maghemita	$Fe_2O_3$	25	33
Periclasa	MgO	23	8
Zincita	ZnO	5	40
		100	100

### 3.1.3 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

Siguiendo el procedimiento descrito en el apartado 2.1.3.2 se determinó la concentración de Zn, Fe, Cd, Pb y Mn en las muestras 1 y 2. Los resultados se muestran en la Tabla 3.3. El balance metalúrgico de cada disgregación se presenta en la sección Anexos III.

**Tabla 3.3.** Resultados de espectrofotometría de absorción atómica

	<b>Muestra 1</b>	<b>Muestra 2</b>
<b>Zn (%)</b>	5,84	31,47
<b>Fe (%)</b>	23,41	17,32
<b>Cd (%)</b>	0,00	1,48
<b>Pb (%)</b>	0,15	0,02
<b>Mn (%)</b>	0,69	< 0,01

La cantidad de Zn en la muestra 2 es mucho mayor que en la muestra 1 y se encuentra principalmente en forma de ZnO, según la Tabla 3.2. Esta diferencia entre la concentración de Fe en la muestra 1 y la concentración de Zn en la muestra 2 se explica con el origen de cada tipo de muestra como ya se mencionó en la sección 3.1.2.

En este análisis se detectaron metales que no aparecen en la caracterización mineralógica puesto que dichos metales no alcanzaron el límite de detección del equipo de difracción de rayos X que es del 1%.

El método usado para la caracterización química de los residuos de polvos de acería también se usó para disgregar los relaves residuales de los ensayos de lixiviación y caracterizarlos químicamente estableciendo la recuperación de metales en los ensayos.

### 3.1.3.1 Toxicidad TCLP

Los resultados de los análisis para determinar si las 2 muestras de residuos de polvos de acería se caracterizan como residuos tóxicos se presentan en la Tabla 3.4 y Tabla 3.5.

El extracto lixiviado de la muestra 1 presentó una concentración de Cd 6 veces mayor a los límites permisibles según los estándares U.S EPA 40CFR 261.24, 2003. Las concentraciones de Fe, As, Ba, Cr, Hg y Se se encontraron bajo los

límites permisibles de dichos estándares. El contenido de Zn, Pb y V superó los límites establecidos por normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1 en 145, en 388 y 4 veces respectivamente y por lo tanto la muestra 1 se caracterizó como un residuo tóxico.

El extracto lixiviado de la muestra 2 presentó una concentración de Cd 11 veces mayor a los límites permisibles según los estándares U.S EPA 40CFR 261.24, 2003. Las concentraciones de Fe, As, Ba, Cr, Hg y Se se encontraron bajo los límites permisibles de dichos estándares. El contenido de Zn y Pb superó los límites establecidos por normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1 en 780 y 388 veces respectivamente y por lo tanto la muestra 2 se caracterizó como un residuo tóxico.

**Tabla 3.4.** Caracterización toxicológica de muestra 1 (Tomada del ciclón separador)

<b>Elemento</b>	<b>Contenido del extracto lixiviado (mg/L)</b>	<b>Límite máximo permisible (mg/L)</b>
Zn	1 450	10
Pb	194	0,5
V	20,1	5
Fe	17,1	30
Cd	5,9	1
Ni	0,13	2
As	0,12	5
Cr total	0,06	5
Ba	<0,1	100
Hg	<0,1	0,2
Se	0,01	0,5
Ag	<0,01	0,5

Estándares U.S EPA 40CFR 261.24, EPA 2003.

Normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1, 2002.

**Tabla 3.5.** Caracterización toxicológica de muestra 2 (Tomada del filtro de mangas)

Elemento	Contenido del extracto lixiviado (mg/L)	Límite máximo permisible (mg/L)
Zn	7 800	10
Pb	194	0,5
Ni	0,36	2
Cd	11	1
Cr total	0,08	5
As	0,7	5
Fe	0,06	30
V	0,3	5
Ba	0,2	100
Ag	0,02	0,5
Hg	<0,1	0,2
Se	0,1	0,5

Estándares U.S EPA 40CFR 261.24, EPA 2003

Normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1, 2002

### 3.1.3.2 Potencial hidrógeno (pH)

Según los resultados mostrados en la Tabla 3.6 las muestras 1 y 2 se caracterizan como material no apropiado para ser descargado al sistema de alcantarillado público puesto que sus valores de pH están 1,5 y 1,4 veces respectivamente sobre el límite permisible estipulado en la normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1.

El motivo de esto es que al descargar residuos con un pH tan básico al agua, en primer lugar aumenta su dureza pudiendo sobrepasar los límites permisibles para el consumo humano y además causando problemas de incrustaciones en las tuberías en el caso de que el agua sea usada con fines domésticos o industriales.

**Tabla 3.6.** Potencial hidrógeno de los residuos de polvos de acería (pH)

	Muestra 1	Muestra 2	*Límite máximo permisible
pH	13,09	12,69	5 - 9

\*Parámetro regulado por las normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1, 2002

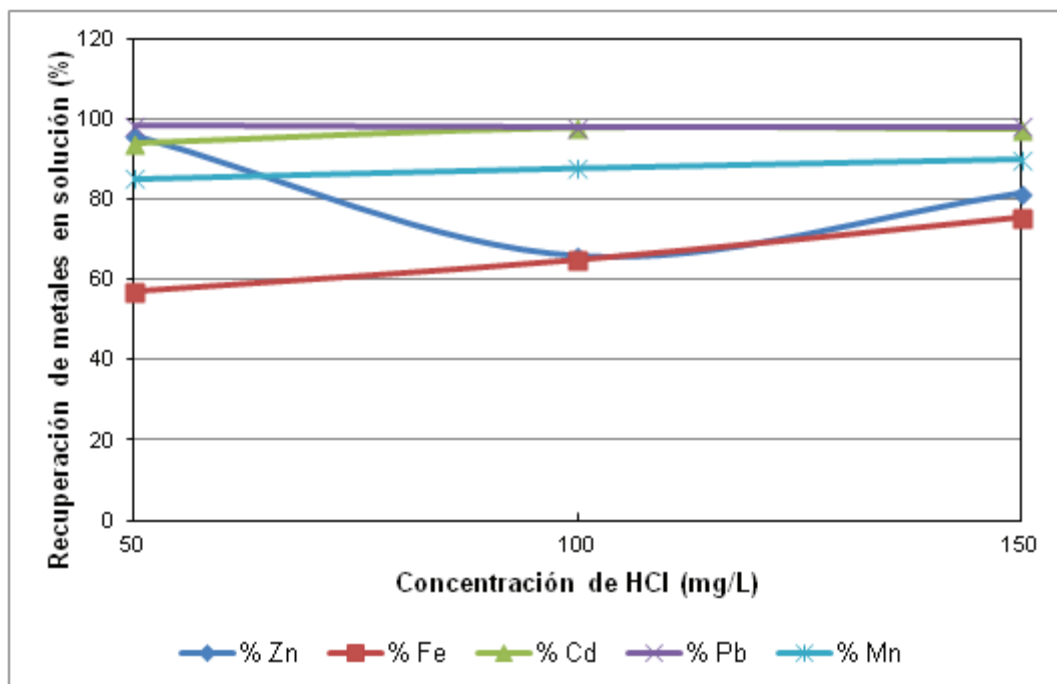
## 3.2 DETERMINACIÓN DE LAS CONDICIONES DE LIXIVIACIÓN

Los balances metalúrgicos de todos los ensayos mostrados a continuación se muestran en el Anexo III.

### 3.2.1 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN AL 1 % DE SÓLIDOS

Los ensayos de lixiviación se realizaron según la metodología descrita en la sección 2.2.1. De los resultados presentados en la Figura 3.1 obtenidos trabajando con 1 % de sólidos en peso se observaron recuperaciones altas de la mayoría de los metales analizados (80 % Zn, 70 % Fe, 95 % Cd, 95 % Pb y 85 % Mn) para las 3 concentraciones de solución de HCl a las que se trabajó (50, 100 y 150 g/L), debido a que existe gran cantidad de solvente disponible para el porcentaje de polvo de acería al lixiviar al 1% de sólidos.

Existe una tendencia ascendente en la recuperación de metales con respecto al incremento de la concentración de HCl, no siendo así para el caso del Zn presumiblemente porque al trabajar con concentraciones de ácido altas ( 100 y 150 g/L) aumenta el aporte de Zn proveniente de las impurezas del ácido y éste aporte respecto a la cantidad de Zn existente en el polvo, al 1 % de sólidos es de alrededor del 50 %, tendiendo a favorecer la reacción inversa de la que se da entre el ZnO y el HCl mostrada en la ecuación [1.4], disminuyendo así el porcentaje de recuperación de Zn.

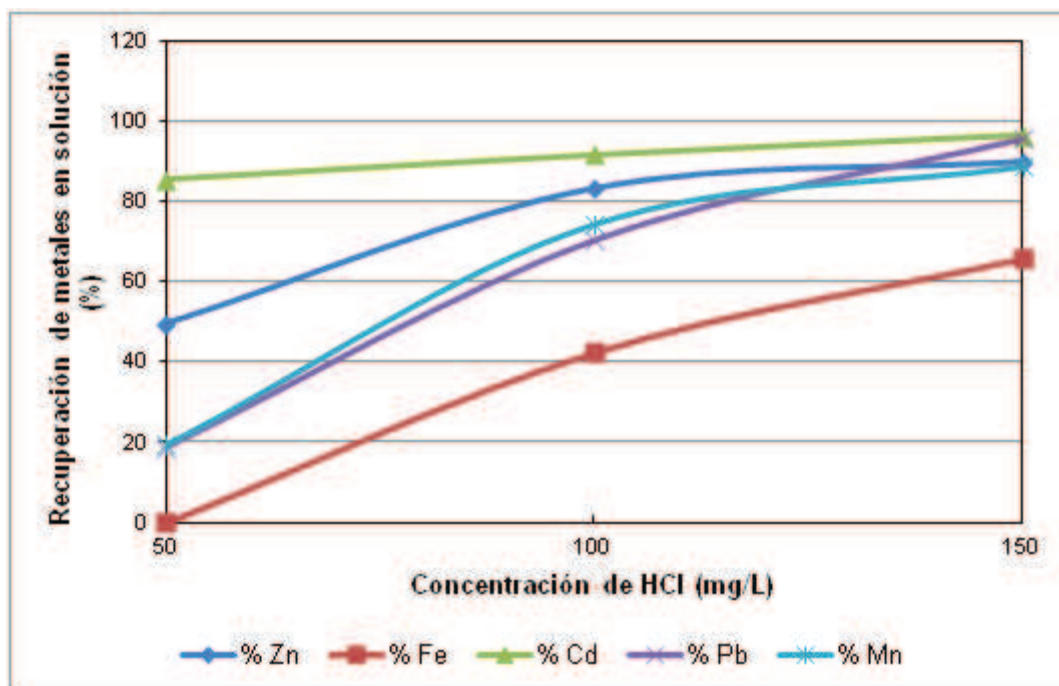


**Figura 3.1.** Resultados de lixiviación de residuos de polvos de acería con HCl al 1 % de sólidos

### 3.2.2 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN AL 10 % DE SÓLIDOS

A diferencia de los resultados obtenidos trabajando al 1 % de sólidos, en este caso la recuperación de los metales analizados bajó debido a la menor cantidad de HCl disponible para una mayor cantidad de polvo de acería, tal como se muestra en la Figura 3.2. Sin embargo al trabajar con 150 g/L de ácido se lixivió el 90 % del Zn. Cabe anotar que a diferencia de los ensayos con 1 % de sólidos, en este caso la recuperación de Zn aumenta con el aumento de la concentración de HCl ya que la cantidad de metal en el ácido ya no es representativa respecto a la presente en los polvos de acería.

La recuperación de Fe, Cd, Pb y Mn también es alta y esto significa un problema para la posterior recuperación del Zn por electrodeposición puesto que estos metales actúan como impurezas al momento de la electrodeposición.



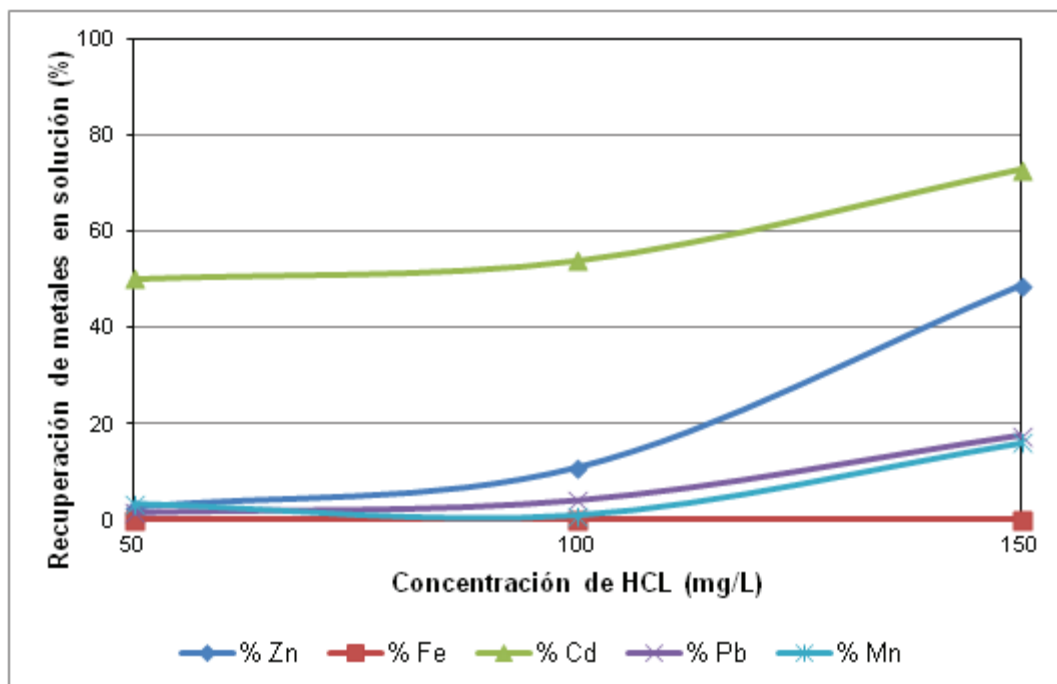
**Figura 3.2.** Resultados de lixiviación de residuos de polvos de acería con HCl al 10 % de sólidos

### 3.2.3 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN AL 30 % DE SÓLIDOS

En los resultados mostrados en la Figura 3.3 se muestra que la recuperación de Zn obtenida a 150 g/L de HCl (49 %) aumenta 19 veces con respecto a la obtenida a 50 g/L HCl (2,5 %). Esto devela que la concentración del agente lixivante es un factor clave para obtener buenas recuperaciones, cosa que no se puede observar fácilmente en los ensayos a porcentajes de sólidos más bajos.

Sin embargo la recuperación de Zn obtenida a 150 g/L de HCl es solo del 49 % y muestra la necesidad de estudiar la cinética de la reacción para establecer el consumo de ácido y así poder reponer la cantidad suficiente del mismo a través del tiempo para mejorar la lixiviación del Zn.



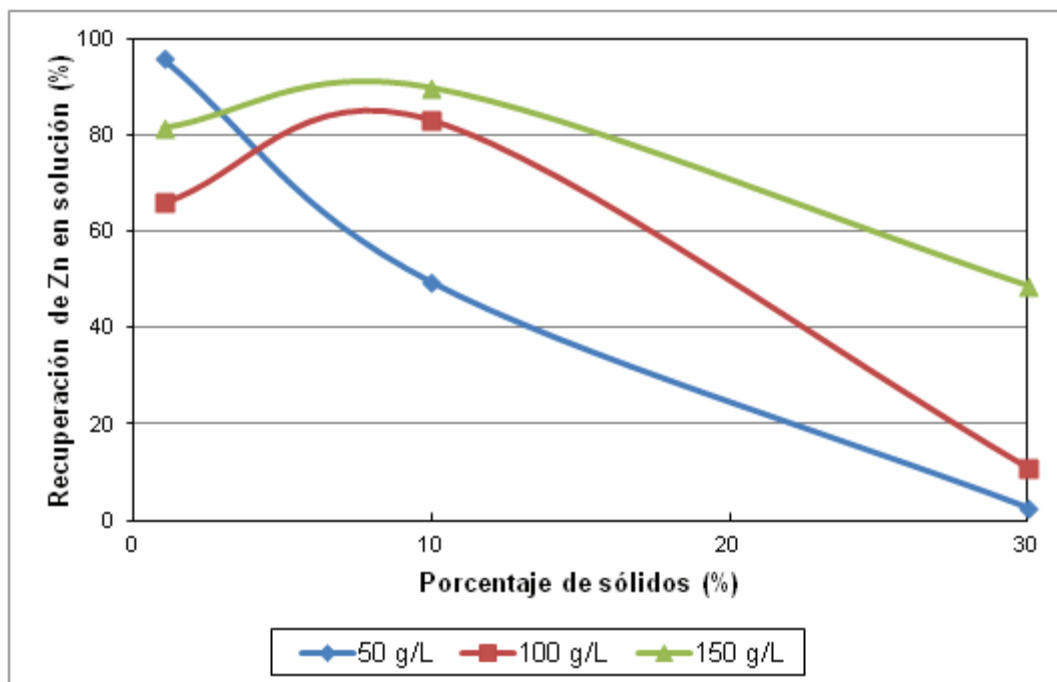


**Figura 3.3.** Resultados de lixiviación de residuos de polvos de acería con HCl al 30 % de sólidos

Otro resultado que merece ser mencionado es la baja recuperación de Fe. El paso posterior a la lixiviación para la recuperación del Zn es la electrodeposición y el Fe disuelto en la solución obtenida de la lixiviación se convierte en un problema puesto que entraría en competencia con el Zn por los electrones para depositarse en el cátodo tal como se explica en la sección 1.2.3.2. Mientras menor sea el contenido de Fe en el lixiviado, menor será la competencia que éste le presente al Zn para depositarse en el cátodo, obteniéndose un depósito con menor cantidad de impurezas.

### 3.2.4 COMPARACIÓN DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

La Figura 3.4 muestra los resultados de la recuperación de Zn variando la concentración de HCl y el porcentaje de sólidos en solución, lixiviando durante 8 h sin reponer el consumo de ácido para comparar el efecto de la concentración inicial en el proceso.



**Figura 3.4.** Comparación de los resultados de recuperación de Zn a los distintos porcentajes de sólidos y concentraciones de HCl

De los resultados obtenidos se puede deducir que el factor más importante que limita la lixiviación de Zn a partir de residuos de polvos de acería es la razón entre la concentración de HCl y el porcentaje de sólidos. Mientras mayor sea la concentración del ácido y menor el porcentaje de sólidos, mayor será la razón y mayor la recuperación de Zn. Por el contrario, mientras menor sea la concentración de ácido y mayor el porcentaje de sólidos, menor será dicha razón y menor será la recuperación de Zn. Esto también se cumple para el caso del Fe, Cd, Pb y Mn.

La diferencia en la tendencia de la curva de 50 g/L de HCl respecto a la tendencia de las curvas de 100 y 150 g/L de HCl presentadas en la Figura 3.4 se debe a que al trabajar con concentraciones de ácido altas, aumenta el aporte de Zn proveniente del ácido respecto a la cantidad de Zn existente en el polvo, que al 1 % de sólidos es de alrededor del 50 %, tal como se explicó en la sección 3.2.1.

### **3.3 ESTUDIO DE LA CINÉTICA DE LIXIVIACIÓN**

A continuación se discuten los resultados obtenidos de recuperación de Zn y Fe con distintas concentración de de HCl y porcentajes de sólidos, manteniendo la concentración inicial de HCl constante a lo largo del tiempo de operación mediante titulación del HCl libre para determinar la cantidad de HCl a reponer.

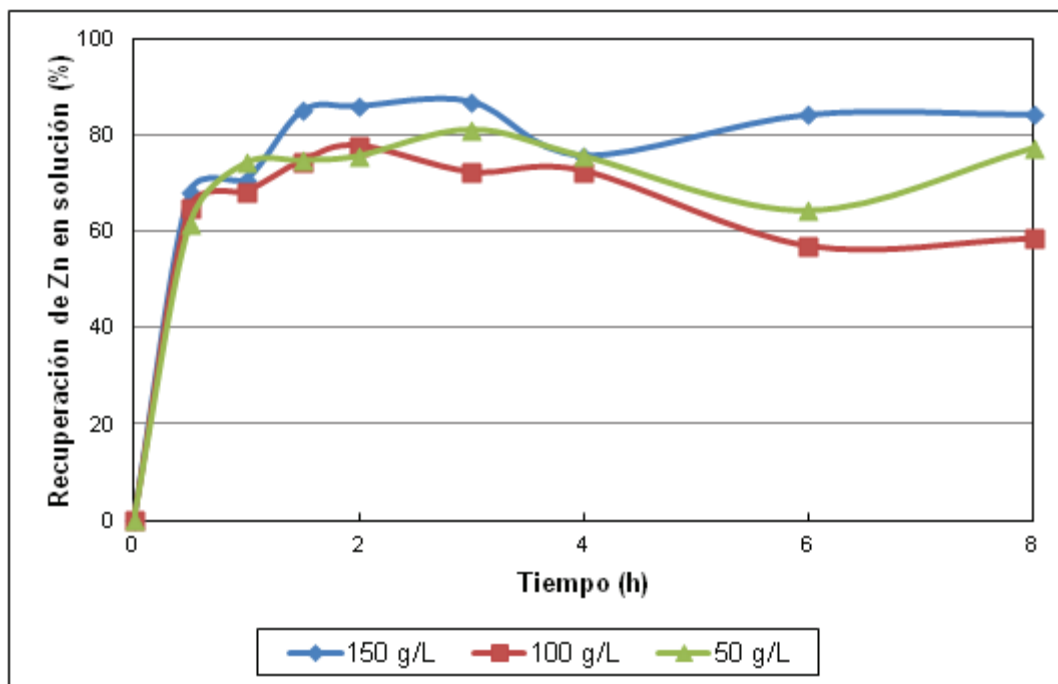
#### **3.3.1 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN AL 1 % DE SÓLIDOS**

No se realizaron ensayos con 1 % de sólidos debido a que en los ensayos preliminares de lixiviación presentados en la sección 3.2.1 se obtuvieron recuperaciones de alrededor del 90 % sin mantener la concentración de HCl constante lo que significa que la recuperación de Zn a ese porcentaje de sólidos no se ve limitada por la cantidad de ácido disponible.

#### **3.3.2 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN AL 10 % DE SÓLIDOS**

Se obtuvieron recuperaciones de Zn de alrededor del 70 % en la primera hora con las 3 concentraciones a las que se trabajó como se muestra en la Figura 3.5 y esto sumado a que también se observó que la tendencia de las 3 curvas de recuperación obtenidas es muy similar, indica que a 10 % de sólidos la concentración de ácido en un rango de 50 a 150 g/L no influye en la recuperación de Zn.

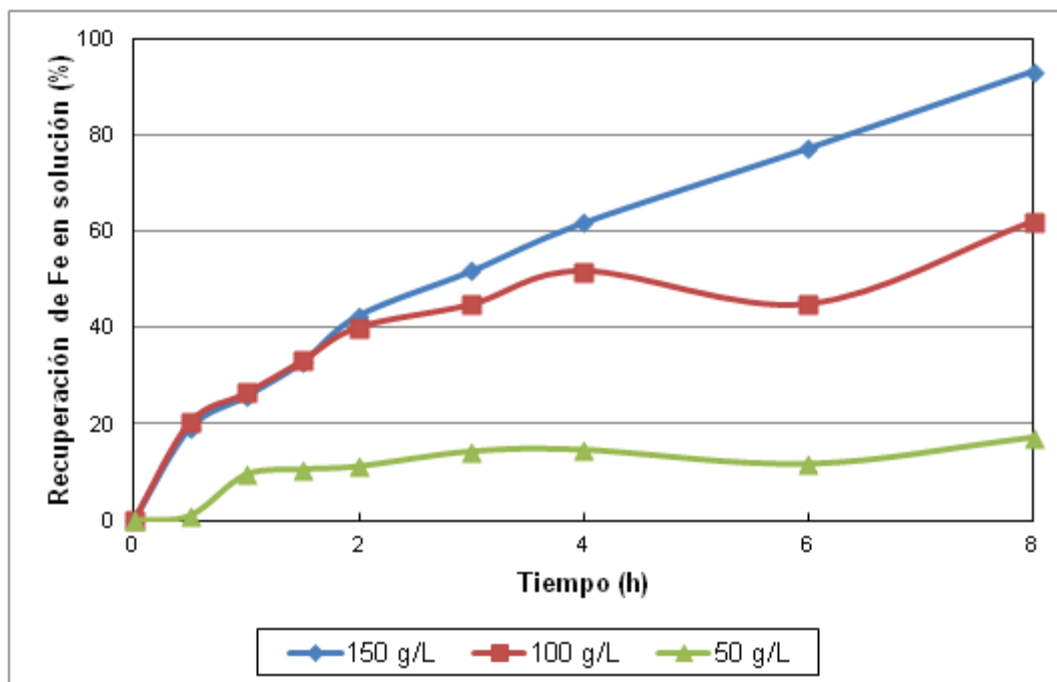
Esto se debe a que la cantidad de HCl disponible respecto a la cantidad de Zn en los residuos de polvos de acería es superior estequiométricamente hablando, incluso cuando se trabajó a 50 g/L de HCl, y es por esa razón que al aumentar la concentración de ácido la recuperación de Zn no aumenta considerablemente.



**Figura 3.5.** Recuperación de Zn con 10 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante

A diferencia del Zn, la recuperación de Fe presentada en la Figura 3.6, si se ve claramente afectada por la concentración del ácido, incrementándose al aumentar la concentración de ácido. El Fe se lixivió considerablemente incluso con 50 g/L de HCl (15 %), debido a que a 10 % de sólidos existe exceso de cantidad de ácido para la cantidad de Zn del polvo de acería y por lo tanto esa cantidad de ácido reacciona con el Fe.

La cantidad de Fe recuperada significa un problema en la electrodeposición de Zn puesto que ambos metales entrarían en competencia por los electrones disponibles sobre la superficie del cátodo. Esto reduce la cantidad de Zn depositado y a su vez se contamina con el Fe que se deposita.

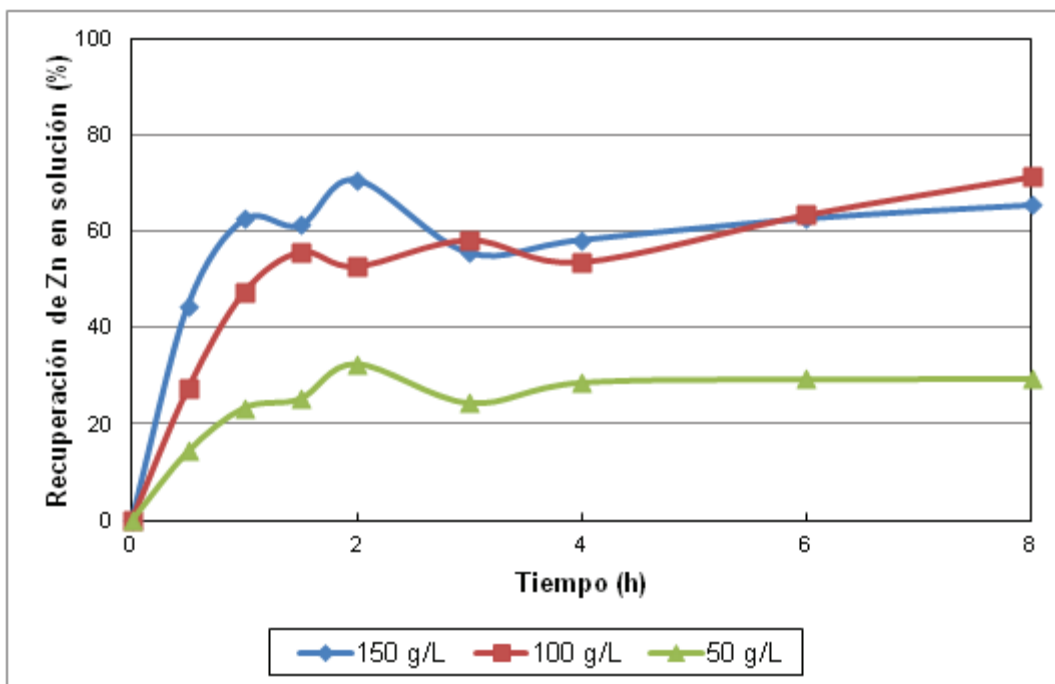


**Figura 3.6.** Recuperación de Fe con 10 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante

### 3.3.3 ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN AL 30 % DE SÓLIDOS

Como se puede ver en la Figura 3.7, al lixiviar con 150 g/L de HCl se alcanza una recuperación de 70,92 % en 2 h de operación. También se puede observar que a diferencia de los ensayos con 10 % de sólidos, con 30 % de sólidos la recuperación de Zn si se ve afectada por la concentración de ácido, siendo mucho menor trabajando con 50 g/L (30 % de recuperación de Zn en 2 h).

Sin embargo las curvas con 100 y 150 g/L de HCl son muy similares a partir de las 3 h de operación, lo que muestra que al lixiviar con una mayor concentración de ácido no se obtendría una mayor recuperación de Zn y el incremento de esta ya no dependería de la reacción química pues la solución ya se encuentra saturada de Zn. Se puede pensar que con el incremento de la velocidad de agitación se mejoraría la recuperación pero según los resultados mostrados por Reyad (2010) para la obtención de Zn a partir de polvos de acería usando  $H_2SO_4$ , el factor más influyente en el proceso de lixiviación es la concentración de ácido mas no la velocidad de agitación (p. 64).

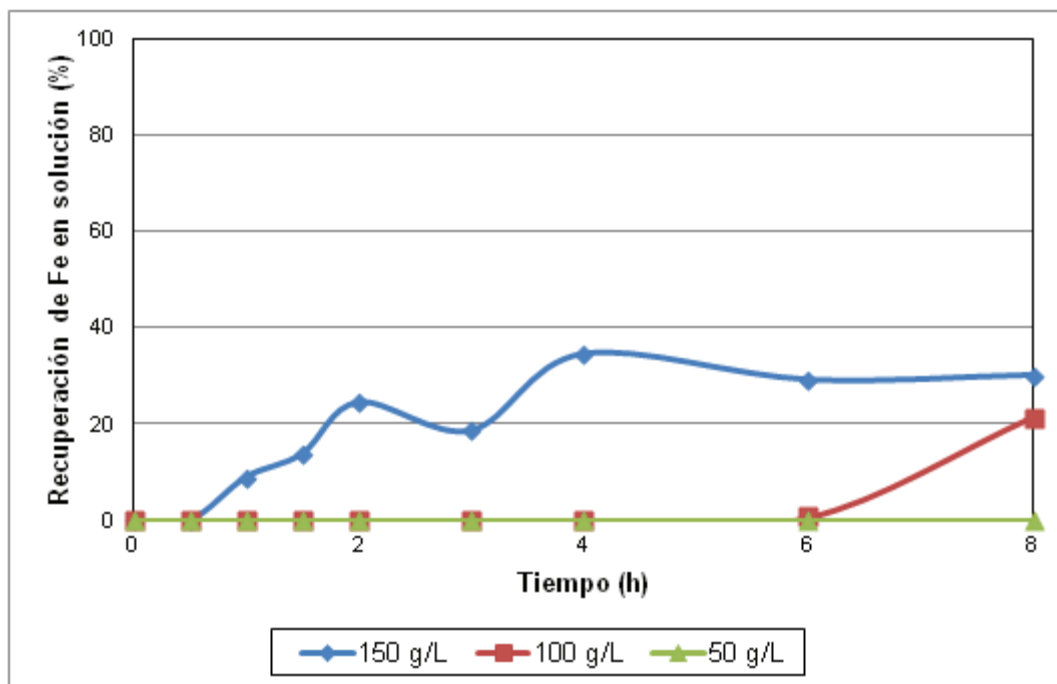


**Figura 3.7.** Recuperación de Zn con 30 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante

La Figura 3.8 muestra que en la primera hora de operación solo se recupera Fe con 150 g/L de HCl. En el ensayo de lixiviación con 100 g/L se recuperó Fe únicamente a partir de las 6 h de lixiviación.

Este comportamiento en la recuperación de Fe se debe a que al incrementar la cantidad de polvo de acería (de 10% a 30% de sólidos) para un mismo volumen de solución de HCl, la razón de ácido disponible respecto al Zn presente es menor. Esto se aprecia claramente comparando la recuperación de Fe con 150 g/L de HCl (25 % de Fe en 2 h) con la obtenida a 10 % de sólidos (42 % en 2 h).

Además el HCl tiene afinidad para reaccionar con el Zn y si a esto se le suma las recuperaciones del metal por debajo del 60 % obtenidas con 50 y 100 g/L de ácido, permite pensar que no existió la cantidad necesaria para lixiviar todo el Zn disponible, mucho menos el Fe (Núñez y Vinals, 1984, p. 221).



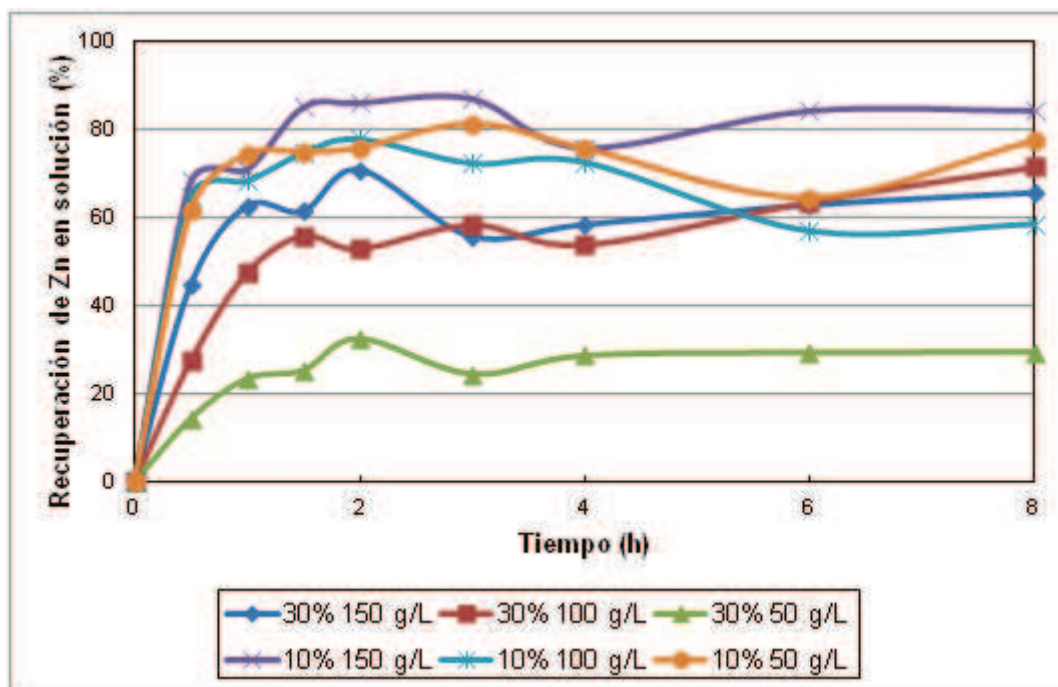
**Figura 3.8.** Recuperación de Fe con 30 % de sólidos y 150, 100 y 50 g/L de HCl a concentración constante

### 3.3.4 COMPARACIÓN DE LOS ENSAYOS DE LIXIVIACIÓN

En la Figura 3.9 se aprecia que bajo todas las condiciones a las que se trabajó, a partir de las 2 h de lixiviación la recuperación de Zn dejó de aumentar. Esto indica que no es necesario lixiviar por más tiempo porque no se va a mejorar la recuperación de Zn considerablemente pese a que se mantiene constante la concentración de HCl. Este comportamiento presente bajo todas las condiciones de lixiviación probadas se debe a que la solución se satura de Zn, Fe, y otros elementos presentes en los residuos de polvos de acería que se lixivian, además del contenido de metales ya existente en el ácido usado por ser de grado técnico. La saturación de la solución se evidencia ya que los lixiviados recuperados después de las 2 h de operación presentan precipitados.

Al Lixiviar con 10 % de sólidos, sin duda se obtienen mayores recuperaciones de Zn, pero también se obtiene mayor recuperación de Fe, lo que lleva a la

necesidad de uso de mayor cantidad de reactivos para la purificación de la solución antes del proceso de electrodeposición.



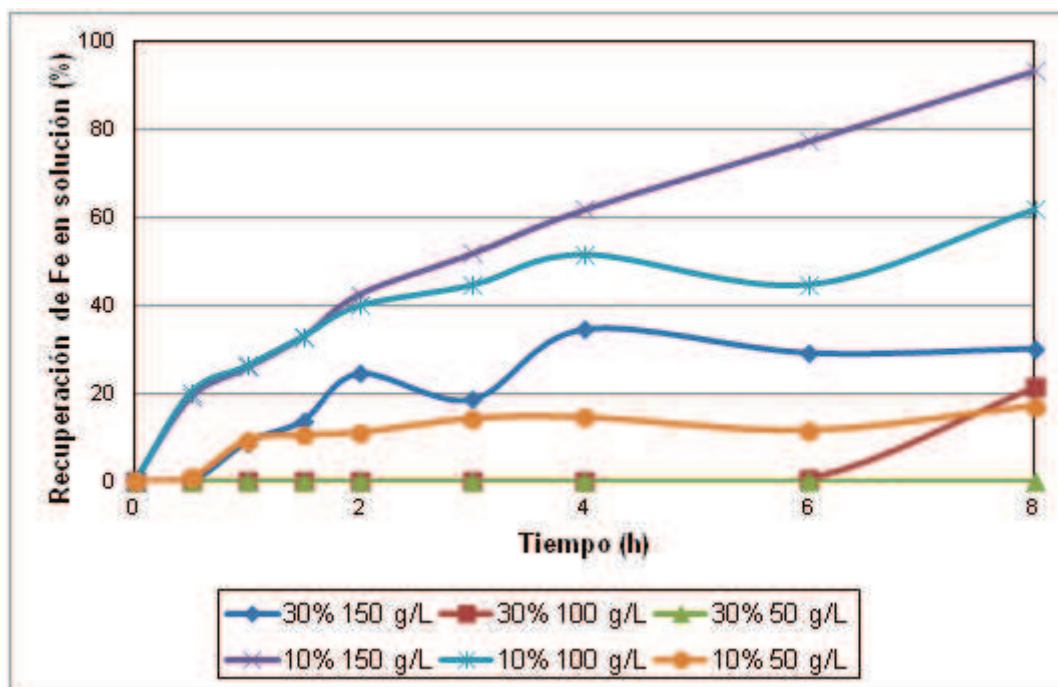
**Figura 3.9.** Recuperación de Zn mediante lixiviación con HCl a concentración constante

Como se presenta en la Figura 3.10, la recuperación de Fe al lixiviar con 10 % de sólidos aumenta a medida que se incrementa la concentración de HCl y este comportamiento se mantiene a lo largo del tiempo de operación. Con 30 % de sólidos, se recupera Fe con 150 g/L de ácido a partir de la primera media hora de operación y a partir de las 6 primeras horas con una concentración de HCl de 100 g/L.

Esta diferencia entre la recuperación de Fe al lixiviar con 10 % y 30 % de sólidos se debe a que al 10 % existe la misma cantidad de ácido disponible que al 30 %, para una menor cantidad de polvo de acería y por lo tanto para una menor cantidad de Zn, lo que permite que no solo el Zn reaccione con el ácido sino que también el Fe reacciona y se recupera. Cabe señalar que la recuperación de Fe obtenida con 150 g/L de HCl y 30 % de sólidos es mayor a la obtenida por Espinoza et al. (2012) bajo las mismas condiciones, alcanzando un máximo de



34 % en 4 h con HCl y 15 % en 1 h con  $H_2SO_4$ . Esto se debe a la mayor reactividad del HCl respecto al  $H_2SO_4$



**Figura 3.10.** Recuperación de Fe mediante lixiviación con HCl a concentración constante

Según Espinoza et al. (2012), las mejores condiciones para lixiviar Zn con  $H_2SO_4$  como agente lixivante se presentaron con 150 g/L de ácido, 30 % de sólidos y 8 h de operación manteniendo agitación constante a 750 rpm, al lograr recuperar 63,7 % de Zn (p. 7). La diferencia entre las 8 h necesarias para recuperar por sobre el 60 % de metal con  $H_2SO_4$  y las 2 h necesarias para recuperar el 70 % con HCl se debe a que éste último tiene más afinidad por el Zn además de que el  $Cl^-$  es más reactivo que el  $SO_4^{2-}$  (Bagotsky, 2006, p. 306; Núñez y Vinals, 1984, p. 221)

Después de esta discusión se concluye que las mejores condiciones de lixiviación con HCl para recuperar el Zn presente en los polvos de acería son 30 % de sólidos, 150 g/L de ácido y 2 h de lixiviación. Esto basado en que pese a que lixiviando con 10 % de sólidos se obtiene mayor recuperación de Zn, a 30 % de sólidos se puede procesar mayor cantidad de polvo de acería en un mismo volumen de reacción que a 10 % de sólidos.

### **3.4 EVALUACIÓN DEL PROCESO DE ELECTRODEPOSICIÓN**

Previo al proceso de electrodeposición de la solución lixiviada para obtener Zn se notó la necesidad de purificar la solución lixiviada pues la misma contiene otros metales como Fe, Cd y Pb, los cuales se pueden depositar junto con el Zn y contaminar el depósito además de reducir la eficiencia de electrodeposición del metal disminuyendo el sobre-potencial de hidrógeno (Sinclair, 2005, p. 93).

La purificación de la solución también es importante puesto que la solución resultante de la electrodeposición se recircula al proceso de lixiviación y el no purificarla generaría una concentración de las impurezas.

#### **3.4.1 PURIFICACIÓN DE LA SOLUCIÓN LIXIVIADA**

A continuación se discuten los resultados obtenidos mediante tablas y gráficos comparativos que muestran el comportamiento de la solución lixiviada frente a distintos tratamientos para purificarla.

##### **3.4.1.1 Incremento de pH de la solución lixiviada**

Como ya se mencionó en la sección 1.2.3.2, el objetivo del incremento del pH de la solución lixiviada fue precipitar el Fe en solución. Se elevó el pH de la solución lixiviada usando por separado NaOH en grajeas grado técnico y polvo de acería debido a su pH básico (pH entre 12 y 13).

Los resultados se muestran en la Tabla 3.7. La cantidad requerida de NaOH y polvo de acería se obtuvo añadiendo pequeñas cantidades de los mismos y midiendo el incremento de pH hasta alcanzar el valor deseado.

**Tabla 3.7.** Cantidad de NaOH y polvo de acería requeridas para elevar el pH de la solución lixiviada a pH entre 4 y 5

	NaOH	Polvo de acería
<b>pH inicial de la solución</b>	0,48	
<b>Cantidad requerida (g/L)</b>	79	132
<b>Tiempo requerido (min)</b>	60	180

Tal y como se explicó en la sección 1.2.3.2, al elevar el pH de la solución lixiviada a un rango de entre 4 y 5 el Fe precipitó casi en su totalidad (94 %) así como lo indica la Tabla 3.8. Al elevar el pH de la solución con NaOH, a demás de eliminar Fe, también se elimina Zn (10 %), lo cual es indeseable pues ese es el metal que debe permanecer en solución para posteriormente recuperarlo por electrodeposición.

Cuando se elevó el pH con polvo de acería se obtuvieron resultados totalmente diferentes en cuanto al Zn. La concentración del metal en solución aumento en 0,79 %, lo que indica que no solo se mantuvo el contenido inicial de Zn disuelto sino que ya que se uso polvo de acería, la solución lixivió aún más metal del polvo agregado. Sin embargo la cantidad de polvo de acería y el tiempo necesario para elevar el pH son mucho mayores que usando NaOH. Cabe señalar que otro problema de elevar el pH de la solución lixiviada únicamente con polvo de acería es la formación de precipitados de Zn después de filtrar la solución para separar los precipitados de Fe pues la solución se sobresatura del metal.

La eliminación de Cd mediante el aumento de pH es nula (0 %) por lo que se hace necesario un tratamiento adicional para eliminar este metal. La eliminación de Pb (51 %) es similar con NaOH y polvo de acería pero sobra otro 49 % de Pb que puede causar problemas en la electrodeposición por lo que un proceso adicional como la cementación con polvo de Zn es necesario.

No se registró eliminación de Mn ya que en su lugar la concentración de metal en solución aumentó, 3,07 % para el caso de la solución en la que se elevó el pH con NaOH y 2,19 % para la solución tratada con polvo de acería. Esto se debe a que

tanto el polvo de acería como el NaOH aportan con Mn a la solución. Cabe aclarar que el NaOH usado fue de grado técnico.

**Tabla 3.8.** Porcentaje de eliminación de metales con el aumento de pH

	<b>Zn</b>	<b>Fe</b>	<b>Cd</b>	<b>Pb</b>	<b>Mn</b>
<b>NaOH</b>	10,24	94,08	0,00	51,05	-
<b>Polvo de acería</b>	-	94,69	0,00	50,53	-

En el rango de pH alcanzado pudo precipitar el ión férrico y debido a la agitación, se diluyó oxígeno en la solución, oxidando el ion ferroso a ion férrico y a su vez precipitándolo. Sin embargo la dilución excesiva de oxígeno podría afectar la cementación del Cd en la etapa posterior.

#### 3.4.1.2 Cementación con polvo de zinc

Para estudiar la influencia de la cantidad de polvo de Zn usado para la cementación se definieron 3 cantidades de trabajo tal como se mencionó en la sección 2.3.2. Para el cálculo de la cantidad sugerida por Sinclair (2005) usaron los siguientes datos presentados en la Tabla 3.9 (p. 96). Para calcular la cantidad estequiométrica necesaria de polvo de Zn según el contenido de Cd y Pb en la solución lixiviada, se trabajó con los porcentajes de dichos metales en los polvos de acería, la recuperación de los mismos después de la lixiviación y los factores de exceso sugeridos por Sinclair.

**Tabla 3.9.** Datos usados para el cálculo de la cantidad de polvo de Zn según Sinclair

	<b>Cd</b>	<b>Pb</b>
<b>Metal en la muestra (%)</b>	1,03	1,5
<b>Recuperación del metal en lixiviación (%)</b>	73	17
<b>Factores sugeridos por Sinclair*</b>	$f_1=4$	$f_2=1,8$

\*(Sinclair, 2005, p.96)

Como se trabajó con 30 % de sólidos en la lixiviación, la masa de muestra de polvo de acería por volumen de solución es 0,43 g/mL. Para estos ensayos de cementación se trabajó con volúmenes de 25 mL. A continuación un ejemplo de cálculo de la cantidad de polvo de Zn necesaria según Sinclair:

$$m_{\text{EAFD}} = 0,43 \frac{\text{g}_{\text{polvo de acería}}}{\text{mL}_{\text{solución}}} * 25 \text{ mL} = 10,71 \text{ g}_{\text{polvo de acería}} \quad [3.1]$$

$$m_{\text{polvo de zinc}} = \frac{m_{\text{EAFD}} * \text{Cd}\%_{\text{EAFD}} * \text{Cd}\%_{\text{rec}} * f1 + \text{Pb}\%_{\text{EAFD}} * \text{Pb}\%_{\text{rec}} * f2}{10\ 000} \quad [3.2]$$

$$m_{\text{polvo de zinc}} = \frac{10,71 \text{ g} * 1,03 * 73 * 4 + 1,5 * 17 * 1,8}{10\ 000} = 0,25 \text{ g} \quad [3.3]$$

Obtenida esta cantidad también se obtiene la misma con un 50 % de exceso y junto con la proporción de 100 g/L de polvo de Zn se obtienen las proporciones de polvo con las cuales se trabajó y se presentan en la Tabla 3.10.

**Tabla 3.10.** Proporciones de polvo de Zn usadas en el proceso de cementación

Proporción calculada según Sinclair	50 % en exceso de cantidad según Sinclair	Proporción usada por Baik
10 g/L	15 g/L	100 g/L

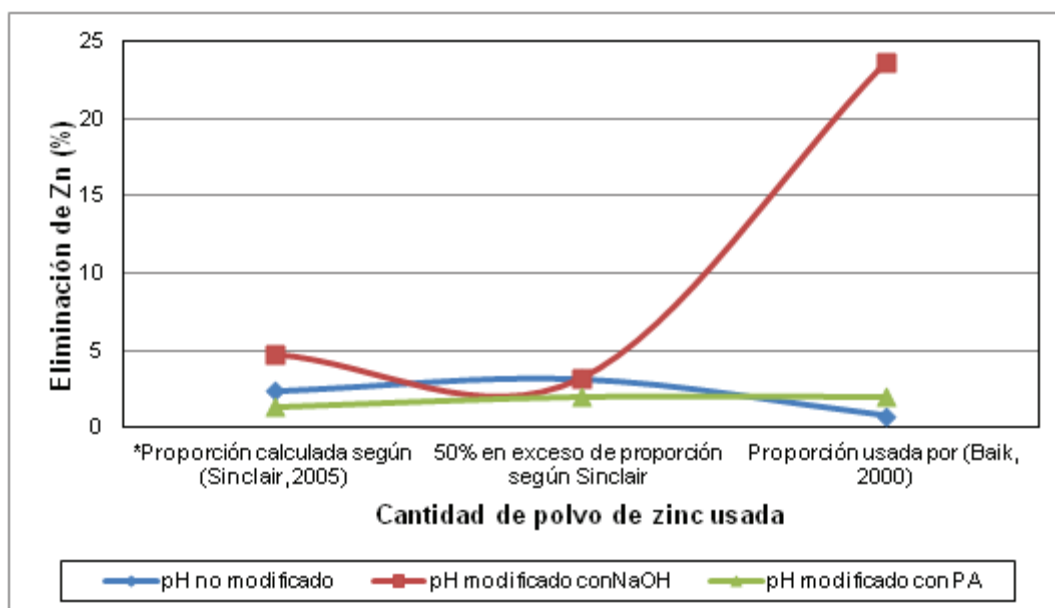
A continuación se detallan los resultados obtenidos en la cementación de las soluciones tratadas previamente con NaOH y polvo de acería en las cantidades antes señaladas y de la solución con su pH sin modificar previamente. De la Tabla 3.11 a la Tabla 3.15 y de la Figura 3.11 a la Figura 3.15 se presentan los porcentajes de eliminación de un metal en la cementación más el porcentaje previamente eliminado del mismo metal en el tratamiento de regulación de pH. En el caso la solución lixiviada sin modificación de pH, los porcentajes presentados corresponden únicamente a los logrados por cementación. El objetivo de analizar el contenido de Zn en las soluciones obtenidas de estos ensayos es identificar

bajo qué condiciones se pierde la menor cantidad de Zn en solución pues el interés es mantenerlo diluido para posteriormente recuperarlo por electrodeposición.

Como se muestra en la Tabla 3.11 y Figura 3.11, la menor pérdida de Zn (0,79 %) en solución se obtiene al cementar la solución lixiviada con 100 g/L y sin tratamiento previo de regulación de pH. La mayor pérdida (23,62 %) se obtiene con la misma cantidad de polvo de Zn pero con tratamiento previo de regulación de pH con NaOH. Bajo el resto de condiciones de trabajo el porcentaje de eliminación se mantiene entre 1 y 4 %, lo cual es aceptable.

**Tabla 3.11.** Eliminación de Zn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

	Eliminación de Zn (%)		
	10 g/L	15 g/L	100 g/L
<b>pH no modificado</b>	2,36 %	3,15 %	0,79 %
<b>pH modificado con NaOH</b>	4,72 %	3,15 %	23,62 %
<b>pH modificado con polvo de acería</b>	1,32 %	2,02 %	2,02 %

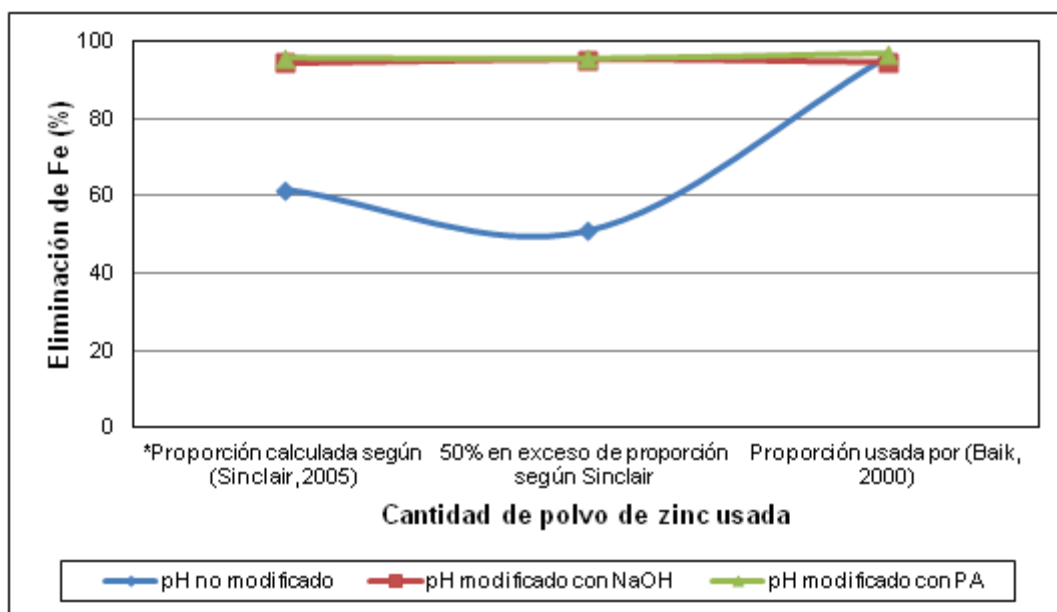


**Figura 3.11.** Eliminación de Zn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

La Tabla 3.12 y Figura 3.12 muestran claramente la ventaja de elevar el pH de la solución lixiviada antes de la cementación en el caso de la eliminación de Fe. Ésta solo alcanza un valor alto (95 %) sin tratamiento previo de pH al trabajar con 100 g/L, lo que indica que para eliminar Fe sin elevar el pH previamente se necesitarían 100 g/L de polvo de Zn en vez de los 10 g/L necesarios con el tratamiento previo. Al elevar el pH de la solución lixiviada antes de llevar a cabo la cementación se obtienen porcentajes de eliminación de entre 94 y 97 %, lo cual indica que dicho tratamiento es necesario.

**Tabla 3.12.** Eliminación de Fe respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

	Eliminación de Fe (%)		
	10 g/L	15 g/L	100 g/L
<b>pH no modificado</b>	61,7 %	50,87 %	95,91 %
<b>pH modificado con NaOH</b>	94,59 %	95,30 %	94,79 %
<b>pH modificado con polvo de acería</b>	95,83 %	95,60 %	96,85 %



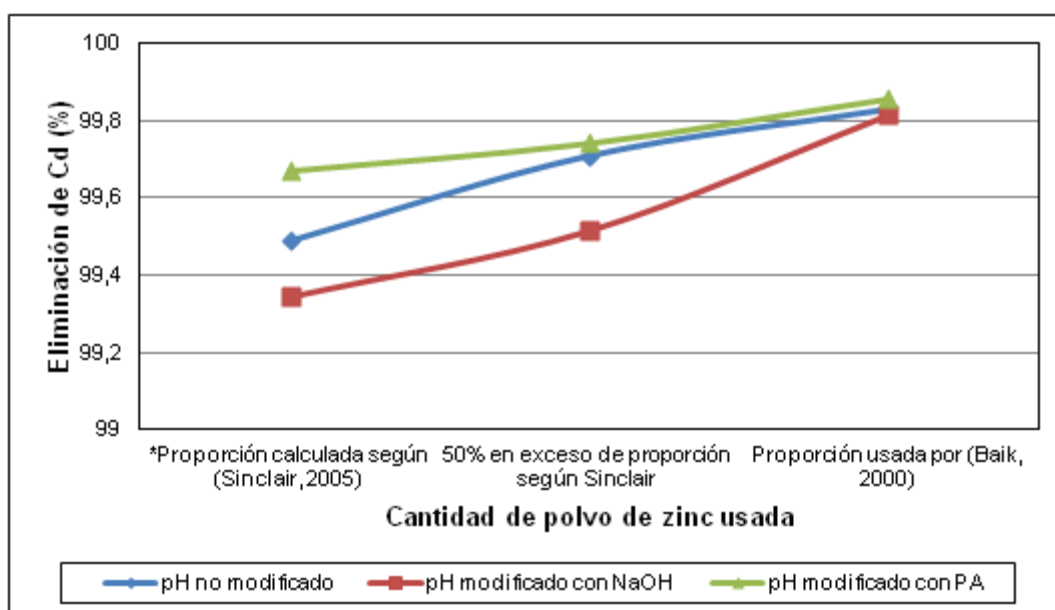
**Figura 3.12.** Eliminación de Fe respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

Por otro lado también se observa que ya sea con 10 g/L o 100 g/L de polvo de Zn, la eliminación de Fe no aumenta considerablemente (de 94,59 % a 94,79 % para la solución tratada con NaOH previo a la cementación) y por lo tanto trabajar con la menor cantidad de polvo es suficiente para eliminar Fe.

La Tabla 3.13 y la Figura 3.13 muestran que la eliminación de Cd está por encima del 99 % para todos los casos, incluso con la menor cantidad de polvo de Zn (10 g/L). El elevar o no el pH de la solución antes de la cementación no influye en la eliminación de Cd pues tal como se mostró en la Tabla 3.8, no se logró eliminar Cd con ninguno de los agentes reguladores de pH usados.

**Tabla 3.13.** Eliminación de Cd respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

	Eliminación de Cd (%)		
	10 g/L	15 g/L	100 g/L
<b>pH no modificado</b>	99,49 %	99,71 %	99,83 %
<b>pH modificado con NaOH</b>	99,34 %	99,51 %	99,81 %
<b>pH modificado con polvo de acería</b>	99,67 %	99,74 %	99,86 %



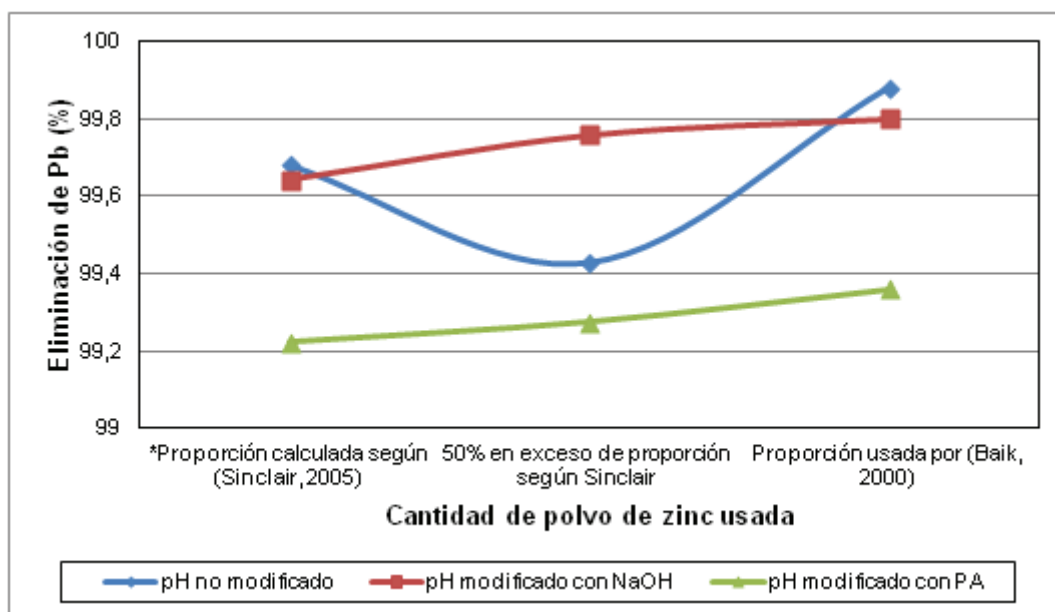
**Figura 3.13.** Eliminación de Cd respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada



Al igual que en el caso del Cd, la Tabla 3.14 y la Figura 3.14 muestran que la eliminación del Pb esta sobre el 99 %. Sin embargo hay que notar que en el tratamiento de regulación del pH ya se eliminó un 50 % y en la Tabla 3.14. se puede observar que la eliminación de Pb para el caso en el que no se realizó ningún tratamiento previo, de igual manera esta sobre el 99 %. Esto indica que la regulación previa del pH no influye en la eliminación de Pb al igual que en el caso del Cd.

**Tabla 3.14.** Eliminación de Pb respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

	Eliminación de Pb (%)		
	10 g/L	15 g/L	100 g/L
<b>pH no modificado</b>	99,68 %	99,43 %	99,88 %
<b>pH modificado con NaOH</b>	99,64 %	99,76 %	99,80 %
<b>pH modificado con polvo de acería</b>	99,22 %	99,28 %	99,36 %

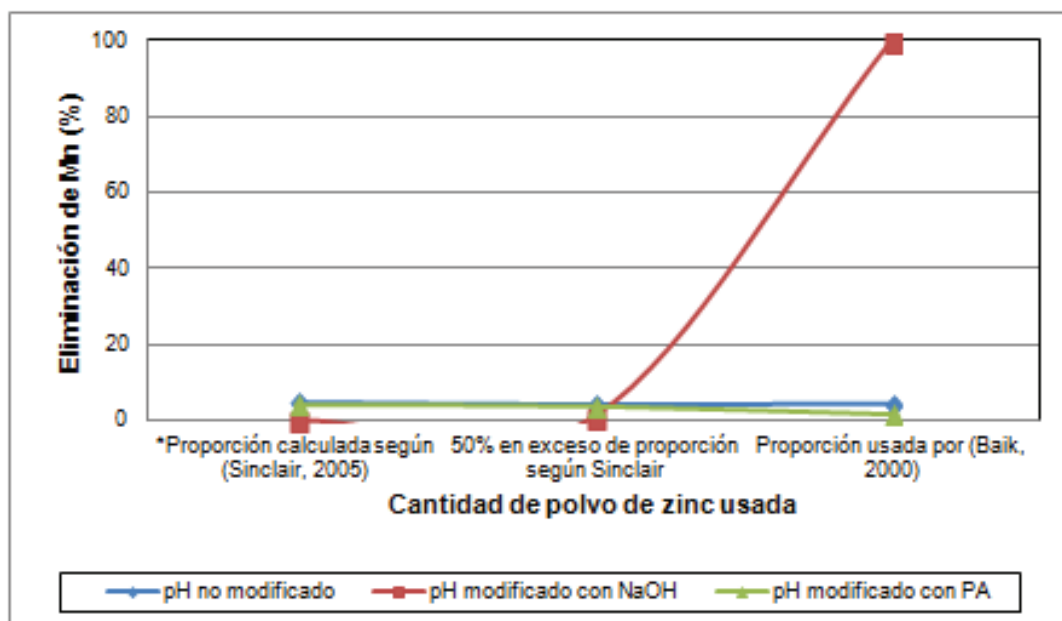


**Figura 3.14.** Eliminación de Pb respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

Como se puede ver en la Tabla 3.15 y Figura 3.15, la eliminación de Mn es muy baja (1 - 4 %) para todas las condiciones en que se trabajó excepto cuando se elevó el pH con NaOH y posteriormente se cementó usando 100 g/L de polvo de Zn. Otra excepción es con el mismo tratamiento previo con NaOH pero con 10 g/L de polvo de Zn. En este caso no se elimina sino que se añade un 5,7 % de Mn a la solución debido al contenido de dicho metal en el polvo de Zn. En todo caso según (Sinclair, 2005) la presencia de Mn en la solución al momento de la electrodeposición no es un problema puesto que su presencia solo eleva el voltaje de la celda (p. 97).

**Tabla 3.15.** Eliminación de Mn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

	Eliminación de Mn (%)		
	10 g/L	15 g/L	100 g/L
<b>pH no modificado</b>	4,82 %	3,95 %	4,39 %
<b>pH modificado con NaOH</b>	0,00 %	0,88 %	99,81 %
<b>pH modificado con polvo de acería</b>	4,44 %	4,00 %	1,79 %



**Figura 3.15.** Eliminación de Mn respecto a tratamiento de regulación de pH y cantidad de polvo de Zn usada

Es así que después de estudiar el comportamiento de cada combinación de tratamientos de purificación se decidió primero elevar el pH de la solución lixiviada a un rango de 4 a 5 usando NaOH y polvo de acería en proporciones de 87 g/L y 53 g/L respectivamente, agitando a 750 rpm durante 1 h.

Posteriormente se cementó usando polvo de Zn en una proporción de 10 g/L, agitando a 750 rpm por 15 min. Bajo estas condiciones se logró una purificación adecuada para el proceso de electrodeposición. Los resultados se presentan en la Tabla 3.16.

**Tabla 3.16.** Porcentajes de eliminación de Zn, Fe, Cd, Pb y Mn a las mejores condiciones de purificación (NaOH, 87 g/L; Polvo de acería 53 g/L; Polvo de Zn 10 g/L)

Porcentaje de eliminación (%)				
Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
1,32	95,83	99,67	99,22	4,44

### 3.4.2 ELECTRODEPOSICIÓN

A continuación se discute mediante tablas y gráficos comparativos los resultados obtenidos que muestran el comportamiento del proceso de electrodeposición frente al rango de densidad de corriente al que se trabajó.

Se comparó la masa total de los depósitos obtenidos, su composición y su estructura microscópica para determinar a qué densidad de corriente se recupera la mayor cantidad de Zn metálico a partir de la solución obtenida del proceso de lixiviación llevado a cabo bajo las mejores condiciones (30 % de sólidos, 150 g/L de HCl, 2 h de operación y agitación a 750 rpm) y con el tratamiento de purificación respectivo (incremento de pH con NaOH 87 g/L y polvo de acería 53 g/L; cementación con polvo de Zn 10 g/L).

Mediante el uso de los datos de la Tabla 3.17 y las ecuaciones [1.19] y [1.20] se determinó el amperaje necesario para generar las densidades de corriente

deseadas según el volumen de solución y el área mojada de la membrana de intercambio catiónico, así como también se determinó el tiempo teórico necesario para depositar la masa de Zn presente en la solución dependiendo de la densidad de corriente aplicada. Los cálculos respectivos se muestran en el Anexo VI.

**Tabla 3.17.** Datos usados para la determinación del tiempo de operación de la celda bi-electrolítica

<b>Proporción muestra/solución (g/mL)</b>	0,43
<b>Volumen de lixiviado (mL)</b>	100,00
<b>Porcentaje de Zn en la muestra (%)</b>	30,00
<b>Recuperación de Zn por lixiviación (%)</b>	70,92
<b>Pérdida de Zn por purificación (%)</b>	19,34
<b>Masa de Zn en solución (g)</b>	7,36
<b>kg Zn en solución/ t de polvo alimentada</b>	177,60
<b>Área mojada de la membrana (cm<sup>2</sup>)</b>	16,35

En la Tabla 3.18 se muestra que mientras menor es la densidad de corriente mayor es el tiempo requerido para que se deposite la masa de Zn que se encuentra en solución. Por efectos de tiempo y recursos se eligió trabajar únicamente con 3 densidades de corriente, 2 000, 1 150 y 725 A/m<sup>2</sup>.

**Tabla 3.18.** Condiciones de operación de la celda bi-electrolítica

<b>Densidad de corriente (A/m<sup>2</sup>)</b>	<b>Amperaje (A)</b>	<b>Tiempo operación (h)</b>
725	1,19	5,08
1 150	1,88	3,20
2 000	3,27	1,84

En la Tabla 3.19 se indica la concentración inicial de metales de la solución que se usó para los ensayos de electrodeposición. La existencia de Fe en solución se debe a que a diferencia de los ensayos de incremento de pH (volumen de ensayo: 25 mL) esta vez el proceso se llevó a escala de 1 L y no bastó con agitar la solución hasta que se alcance el pH deseado para que precipite la totalidad del Fe, sin embargo se eliminó el 90,7 % del metal en solución.

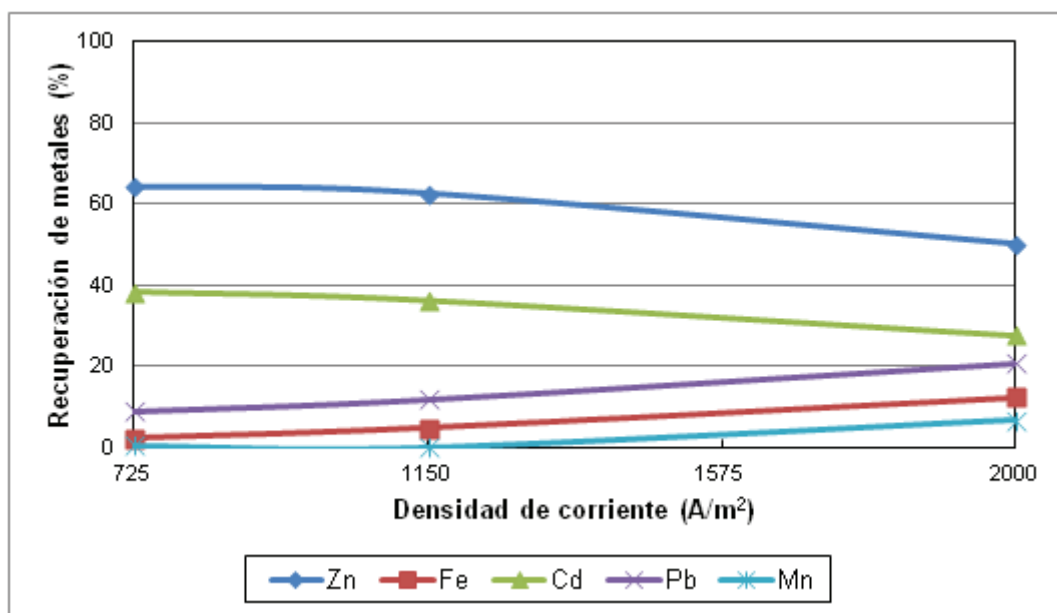
**Tabla 3.19.** Composición inicial de la solución usada en la electrodeposición

Concentración del metal en solución (mg/L)				
Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
76 000,00	1 725,00	0,47	3,40	2 540,00

Se tomó una muestra de la solución catódica después de terminado cada ensayo y se analizó la concentración de los metales Zn, Fe, Cd, Pb y Mn por espectrofotometría de absorción atómica para determinar la recuperación lograda en el depósito catódico por la diferencia entre la composición inicial y final de los metales analizados en solución. Los resultados se muestran en la Tabla 3.20 y Figura 3.16.

**Tabla 3.20.** Recuperación de metales por electrodeposición según espectrofotometría de absorción atómica (%)

Densidad de corriente (A/m <sup>2</sup> )	Porcentaje depositado (%)				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
2 000	50,00	12,17	27,66	20,59	6,69
1 150	62,50	4,64	36,17	11,76	0,00
725	64,15	2,03	38,30	8,82	0,39

**Figura 3.16.** Recuperación de metales por electrodeposición según espectrofotometría de absorción atómica

Al trabajar con una densidad de corriente baja se obtiene una mejor recuperación de Zn en el tiempo de operación para dicha densidad de corriente, a la vez que se reduce la cantidad de Fe, Pb y Mn depositada. La deposición de Cd aumenta pero al estar en una concentración tan baja (0,18 mg/L) no presenta un problema.

Debido a que mientras más baja es la densidad de corriente el tiempo de operación aumenta, se decidió realizar cada ensayo durante el tiempo de operación teórico mostrado en la Tabla 3.18, más no durante el tiempo necesario para alcanzar la máxima recuperación de Zn. Así se logró entonces comparar la masa depositada contra cada densidad de corriente aplicada durante el tiempo de operación teórico de cada una.

Después de que se aplicó la densidad de corriente correspondiente a cada ensayo, durante el tiempo de operación teórico se desprendió el depósito metálico de la superficie del cátodo cuidadosamente para no rayar la misma. Se pesó cada uno de los depósitos obtenidos y los resultados se muestran en la Tabla 3.21. Se observó que mientras menor sea la densidad de corriente aplicada, mayor es la masa de depósito recuperada.

Los depósitos se analizaron mediante microscopía electrónica de barrido (MEB), usando una microsonda de rayos X para determinar la composición aproximada de los mismos. Es aproximada porque la microsonda analiza únicamente la superficie de la muestra y tiene un error de  $\pm 5\%$ .

Los resultados de dichos análisis se presentan en la Tabla 3.22 y se puede apreciar que la concentración de Zn es mayor mientras desciende la densidad de corriente aplicada. A su vez la concentración de impurezas es menor y esto explica la mayor masa de depósito obtenida al aplicar  $725 \text{ A/m}^2$ , pues la masa atómica del Zn es mucho mayor que la del O, Cl y Na, metales que le siguen en porcentaje al metal de interés.

**Tabla 3.21.** Masa de depósitos recuperados a partir de 100 mL de solución por electrodeposición a cada densidad de corriente durante el tiempo teórico calculado según las leyes de Faraday

Densidad de corriente ( $A/m^2$ )	Masa de depósito (g)
2 000	5,10
1 150	5,33
725	5,86

**Tabla 3.22.** Composición de depósitos obtenida con el microanalizador de fluorescencia de rayos X del microscopio electrónico de barrido (MEB) con software EDX

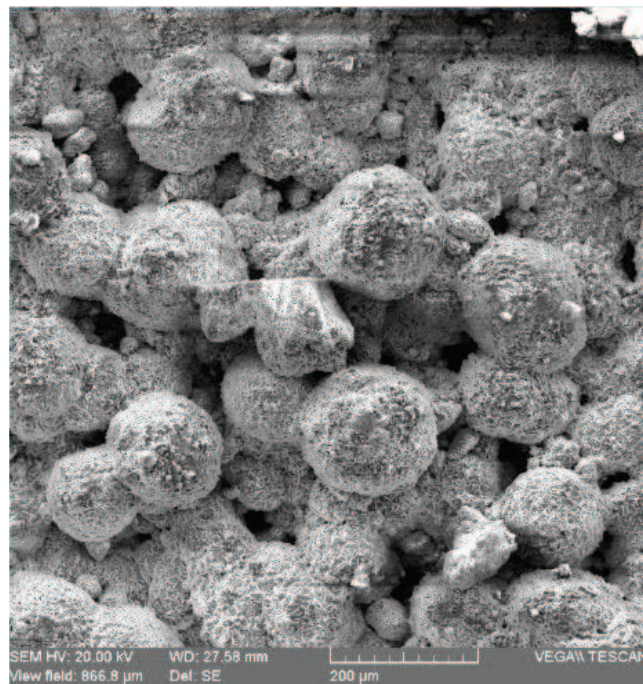
	Densidad de corriente ( $A/m^2$ )		
	725	1 150	2 000
Elemento	Porcentaje (%)		
Zn	66,10	52,08	28,36
O	12,32	22,50	28,36
Cl	5,75	12,12	18,55
Na	5,69	5,09	10,06
C	5,45	3,78	5,73
Ca	2,16	2,16	6,06
Fe	1,70	1,33	1,88
Total	99,17	99,05	98,99

Como se puede ver de la Figura 3.17 a la Figura 3.21, sin duda alguna se logra un mejor depósito en cuanto a calidad y cantidad de Zn al trabajar a  $725 A/m^2$ . El depósito obtenido a  $2 000 A/m^2$  es quebradizo y oscuro mientras que el depósito logrado a  $725 A/m^2$  es una lámina metálica brillante y maleable.

Tal diferencia se debe a que a  $2 000 A/m^2$  se deposita mayor cantidad de impurezas tales como O, Cl, Na, Ca, que a las densidades de corriente más bajas con las que se trabajó.



**Figura 3.17.** Deposito catódico obtenido a  $2\ 000\ \text{A/m}^2$  (28,36 % Zn; 28,36 % O, 18,55 % Cl)



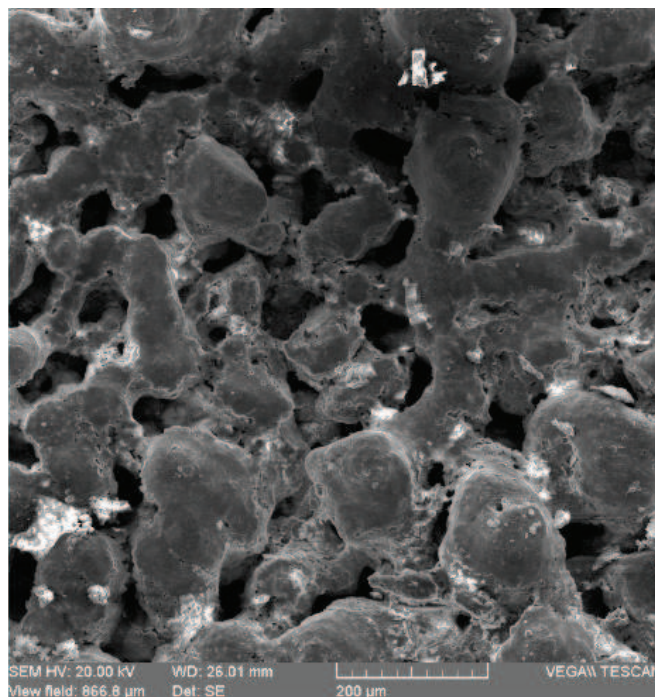
**Figura 3.18.** Deposito catódico obtenido a  $2\ 000\ \text{A/m}^2$  (Microscopio electrónico de barrido TESCAN VEGA)

El depósito obtenido a  $2\ 000\ \text{A/m}^2$  tiene un carácter quebradizo debido a que según la Figura 3.18, presenta núcleos activos de deposición más dispersos, sobre los cuales el Zn se deposita de forma desordenada aglomerándose en esferas, mas no formando un depósito uniforme.





**Figura 3.19.** Deposito catódico obtenido a  $1\ 150\ \text{A/m}^2$  (52,08 % Zn; 20,50 % O; 12,12 % Cl)

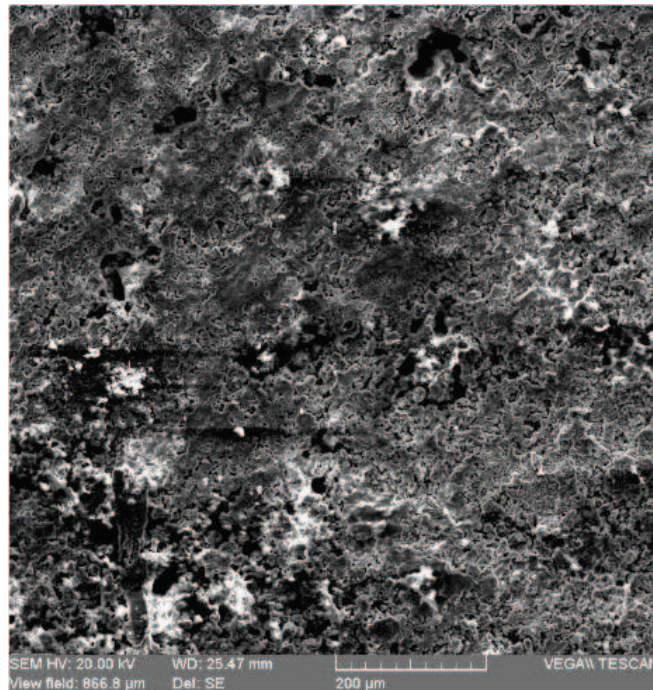


**Figura 3.20.** Deposito catódico obtenido a  $1\ 150\ \text{A/m}^2$  (Microscopio electrónico de barrido TESCAN VEGA)

El depósito obtenido a  $1\ 150\ \text{A/m}^2$  presenta un depósito más ordenado que el obtenido a  $2\ 000\ \text{A/m}^2$  y el Zn no se deposita formando esferas que solo se juntan entre sí. En este caso el Zn forma un depósito más uniforme al encontrarse más núcleos activos de deposición debido a la disminución de la densidad de corriente.



**Figura 3.21.** Deposito catódico obtenido a  $725 \text{ A/m}^2$  (66,10 % Zn; 12,32 % O; 5,35 % Cl)



**Figura 3.22.** Deposito catódico obtenido a  $725 \text{ A/m}^2$  (Microscopio electrónico de barrido TESCAN VEGA)

El depósito obtenido a  $725 \text{ A/m}^2$  presenta las mejores características metálicas tal como se muestra en la Figura 3.21 gracias a que a dicha densidad de corriente el Zn forma un depósito más uniforme al no presentarse núcleos de deposición dispersos en la superficie del cátodo, sino que se forman núcleos bien distribuidos a lo largo de toda la superficie.

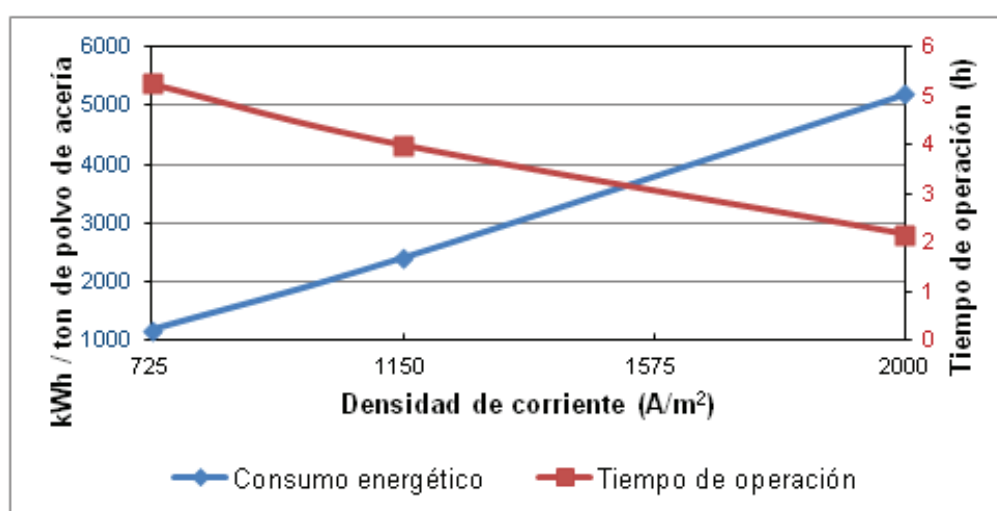
Este comportamiento en la electrodeposición del Zn se debe a que a bajas densidades de corriente se favorece el crecimiento de cristales más grandes alineados paralelamente a la superficie del cátodo como se muestra en la Figura 3.22 y de estructuras cristalinas en las cuales la energía de incorporación de los átomos es menor, mientras que a densidades de corriente elevadas se forman cristales más pequeños que tienden a orientarse a  $90^\circ$  respecto a la superficie del cátodo y además se agrupan estrechamente en cúmulos, que en el caso de este estudio son esferas bien definidas como se puede ver en la Figura 3.18 (Reaeissi, Saatchi, Golozar y Szpunar, 2004, p. 1252).

Los resultados revelan que los depósitos también tienen cantidades importantes de  $O_2$ , Cl y Na. El origen del  $O_2$  en el depósito se debe al  $O_2$  disuelto en solución en el proceso de eliminación de Fe, pues se aireó la solución para oxidar el  $Fe^{2+}$  a  $Fe^{3+}$  para que precipite. Además en el mismo proceso de electrodeposición se tuvo aireación de la solución catódica por burbujeo de aire. El Cl, Na, C y Ca provienen del mismo polvo de acería y también de los tratamientos de purificación con NaOH para el caso del Na, así como también del HCl del proceso de lixiviación para el caso del Cl. El porcentaje total de la composición de los depósitos presentado en la Tabla 3.22 es menor al 100 % y esta diferencia corresponde a elementos presentes en el depósito en cantidades muy bajas que el equipo (MEB) desprecia. Para los 3 depósitos estos compuestos no detectados representan solo el 1 % del total del depósito. Una vez determinada la cantidad de Zn en los depósitos se calculó el consumo de energía del proceso por cada tonelada de polvo de acería procesada, respecto a la masa de Zn recuperada en cada ensayo y los resultados se muestran en la Tabla 3.23.

**Tabla 3.23.** Consumo energético de la celda bi-electrolítica en el rango estudiado de densidades de corriente para 100 mL de solución lixiviada

Densidad de corriente ( $A/m^2$ )	Tiempo (h)	Voltaje promedio (v)	Amperaje (A)	kWh/t procesada
2 000	2,17	6,19	3,27	5 206,84
1 150	4,00	5,17	1,88	2 404,02
725	5,25	4,37	1,19	1 171,33

El consumo de energía a la densidad de corriente de  $725 \text{ A/m}^2$  es el menor pese a que el tiempo de operación es mayor. Esto sumado al hecho de que a esta densidad de corriente se recuperó mayor cantidad de Zn y se obtuvo un depósito más puro, definió  $725 \text{ A/m}^2$  como la densidad de corriente adecuada para electrodepositar Zn usando una celda bi-electrolítica. En la Figura 3.23 se observa la tendencia descendente del consumo de energía por tonelada de polvo de acería respecto a la disminución de la densidad de corriente aplicada, pese a que mientras menor es la densidad de corriente mayor es el tiempo de operación.



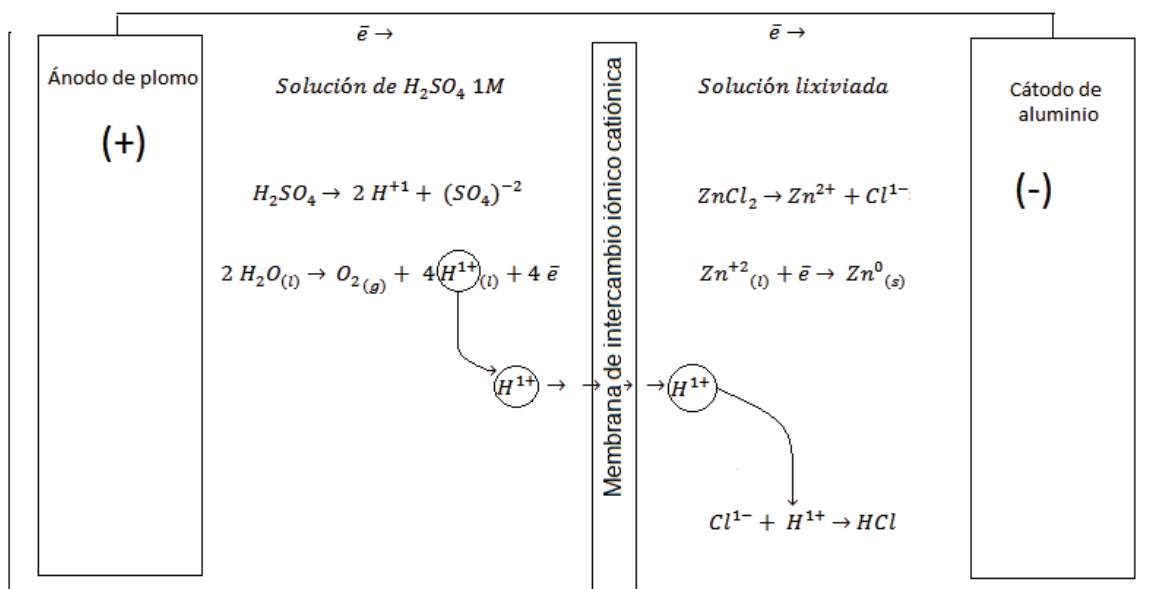
**Figura 3.23.** Consumo energético de electrodeposición vs Densidad de corriente aplicada vs Tiempo de operación de la celda

La solución lixiviada después del proceso de electrodeposición sufrió una disminución importante en su turbidez como se muestra en la Figura 3.24, alcanzó un  $\text{pH} < 1$ , y una concentración de cloruros de  $58\,694 \text{ mg/L}$ .



**Figura 3.24.** Desarrollo del proceso de electrodeposición. (De izquierda a derecha:  $t=0 \text{ h}$ ,  $t=2 \text{ h}$ ,  $t=5 \text{ h}$ ). (Lado izquierdo de celda: Solución  $\text{H}_2\text{SO}_4$ . Lado derecho de celda: Solución lixiviada)

El cambio en la turbidez y el cambio de color que sufre la solución lixiviada a lo largo del proceso de electrodeposición se debe a que compuestos como Zn, O<sub>2</sub>, Cl, Na; C, Ca y Fe abandonan el seno de la misma y se depositan sobre la superficie del cátodo.



**Figura 3.25.** Esquema de las reacciones producidas en la celda bi-electrolítica

El descenso del pH de la solución lixiviada se da con rapidez inmediatamente después de encender el circuito de la celda bi-electrolítica, alcanzando un pH < 1 en tan solo 5 min de operación partiendo de un pH igual a 5. Esto se debe a que al encender el circuito de la celda, los iones  $H^{+1}$  producidos por la electrólisis del agua en el lado anódico, son inducidos a atravesar la membrana de intercambio iónico catiónica hacia el lado catiónico tal como se muestra en la Figura 3.25 y por lo tanto el aumento de la concentración de dichos iones en la solución lixiviada produce el descenso de pH.

El carácter ácido sumado a la concentración de cloruros en solución mostró que la solución lixiviada se convirtió en una solución de HCl según la reacción mostrada en la Figura 3.25 y puede ser reutilizada en el proceso de lixiviación o en otras aplicaciones.

La solución anódica por otro lado toma un color rosa debido a que el ánodo de Pb comienza a oxidarse, liberando Pb en la solución y este reacciona con el ión sulfato. Además existen trazas de Mn que también reaccionan con el ácido.

### 3.4.3 FUSIÓN DE LOS DEPÓSITOS CATÓDICOS

Después de recuperar los depósitos metálicos de la superficie del cátodo y reducirlos de tamaño para mezclarlos con  $\text{NH}_4\text{Cl}$  y fundirlos se coló la mezcla fundida sobre una lingotera y se recupero el Zn metálico. En la Tabla 3.24 se muestran los parámetros del ensayo y los resultados obtenidos del mismo.

**Tabla 3.24.** Parámetros y resultados del proceso de fusión

<b>Masa de depósitos fundidos (g)</b>	5,70
<b>Masa de cloruro de amonio (g)</b>	4,28
<b>Zn metálico recuperado (g)</b>	2,58
<b>Porcentaje de Zn metálico recuperado (%)</b>	68,44

El peso del Zn metálico recuperado respecto a la masa de depósitos fundidos corresponde al 45,26 % de la masa total de depósitos fundidos en el proceso. La Figura 3.26 muestra el Zn metálico recuperado en uno de los ensayos.



**Figura 3.26.** Zn metálico recuperado

### **3.5 DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS**

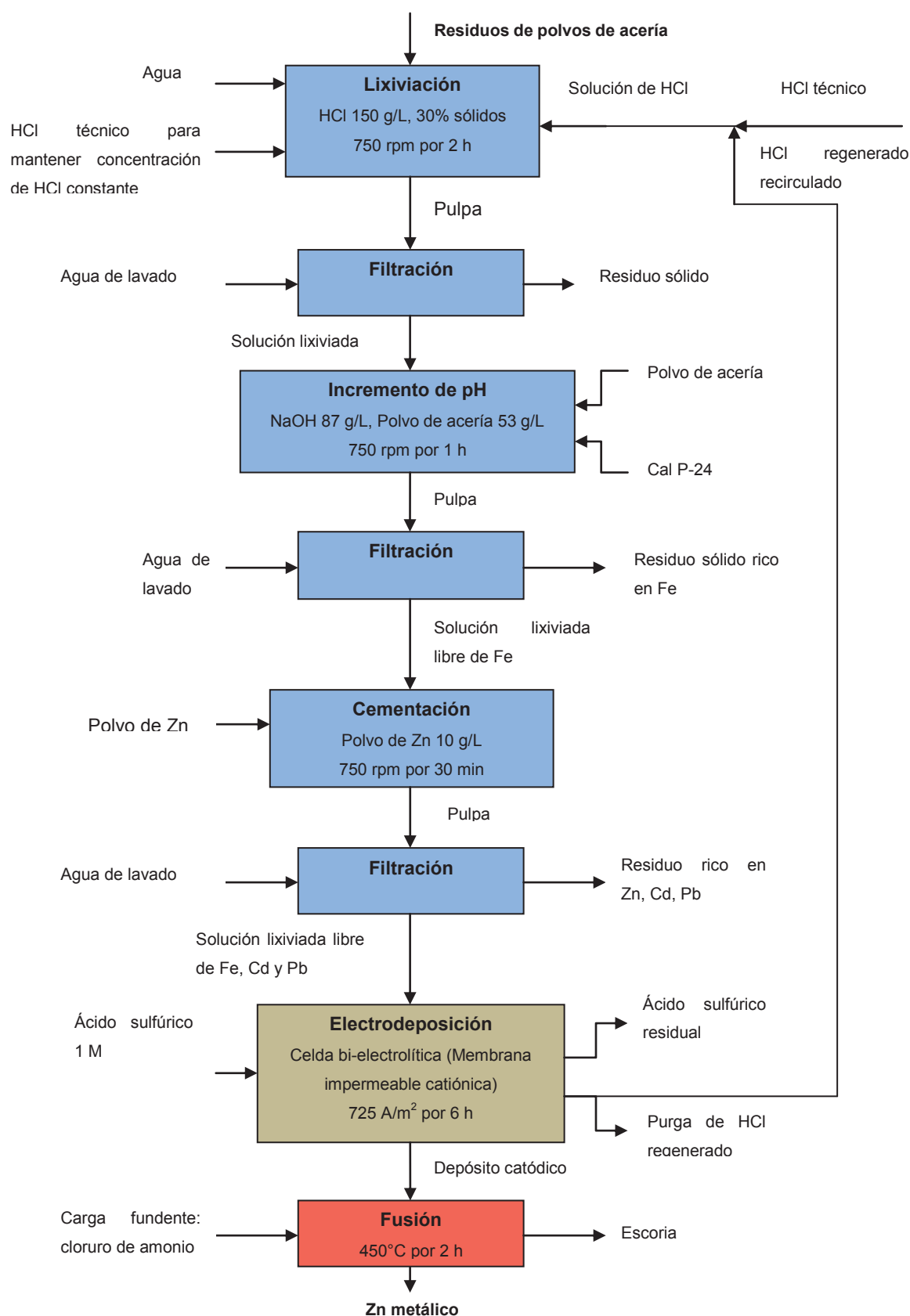
La planta de valorización de residuos de polvos de acería tendrá una capacidad de procesamiento de 5 t/día de residuos de polvos de acería en 2 líneas idénticas de proceso de 2,5 t/día cada una, operando 269 días al año, Se operará 24 h al día, tomando en cuenta que los procesos de lixiviación, incremento de pH, cementación y las respectivas filtraciones tomarán 7,5 h. El resto de las 24 h del día y las 4,5 h necesarias del siguiente día se dedicará únicamente al proceso de electrodeposición que toma 23 h con supervisión mínima.

#### **3.5.1 DETERMINACIÓN DEL DIAGRAMA DE FLUJO DE PROCESO**

Con el diagrama de flujo mostrado en la Figura 3.27 se realizó el balance de masa mediante la variación la cantidad de HCl regenerado que se recircula al proceso de lixiviación, tomando en cuenta la concentración de HCl de dicha corriente y además el contenido de Zn en solución que no se electrodepositó, hasta alcanzar una recuperación de Zn que se acerque al 70 % y una concentración de 150 g/L de HCl al mezclar la corriente recirculada con ácido técnico fresco.

Además se tomó en cuenta el agua proveniente de la corriente recirculada de ácido y del HCl fresco que se repuso al proceso de lixiviación para determinar la proporción entre ácido regenerado que se recircula y el que se repone, para reducir al máximo el consumo de agua y de HCl técnico. Todo esto sin olvidar que se debe mantener la concentración de sólidos del proceso de lixiviación en 30 % en peso.

Posteriormente se dimensionaron los equipos requeridos para el proceso tomando en cuenta las condiciones de operación de cada uno de ellos.



**Figura 3.27.** Diagrama de flujo del proceso de valorización de residuos de polvos de acería



### 3.5.2 CONDICIONES DE OPERACIÓN

De la Tabla 3.25 a la Tabla 3.30 se muestran las condiciones de operación de los procesos principales de la planta de valorización de residuos de polvos de acería. Estas condiciones de operación se obtuvieron de los ensayos de cada uno de los procesos variando distintos parámetros hasta obtener los mejores resultados.

**Tabla 3.25.** Condiciones de operación para lixiviación con HCl

<b>Tamaño de partícula (<math>\mu\text{m}</math>)</b>	150
<b>Tiempo de Lixiviación (h)</b>	2
<b>Porcentaje de sólidos (%)</b>	30
<b>Velocidad de agitación (rpm)</b>	750
<b>Agente lixivante</b>	HCl
<b>Concentración de agente lixivante (g/L)</b>	150
<b>Temperatura de lixiviación (<math>^{\circ}\text{C}</math>)</b>	19

**Tabla 3.26.** Condiciones de operación para incremento de pH mediante adición de Cal P-24 y polvo de acería para precipitar Fe

<b>Tiempo de operación (h)</b>	2
<b>Velocidad de agitación (rpm)</b>	750
<b>Concentración de polvo de acería (g/L)</b>	53
<b>Concentración de Cal (g/L)</b>	174
<b>pH inicial</b>	< 1
<b>pH final requerido</b>	Aprox. 4,5
<b>Temperatura (<math>^{\circ}\text{C}</math>)</b>	19

**Tabla 3.27.** Condiciones de operación para cementación con polvo de Zn

<b>Tiempo de operación (h)</b>	0,5
<b>Velocidad de agitación (rpm)</b>	750
<b>Concentración de polvo de Zn (g/L)</b>	10
<b>Temperatura (<math>^{\circ}\text{C}</math>)</b>	19

**Tabla 3.28.** Condiciones de operación de electrodeposición en celda bi-electrolítica

<b>Tiempo de operación (h)</b>	23
<b>Densidad de corriente (A/m<sup>2</sup>)</b>	725
<b>Concentración de solución de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub></b>	1 M
<b>Separación entre los electrodos (cm)</b>	4
<b>Temperatura (°C)</b>	25

**Tabla 3.29.** Condiciones de operación de fusión de depósitos obtenidos de la electrodeposición

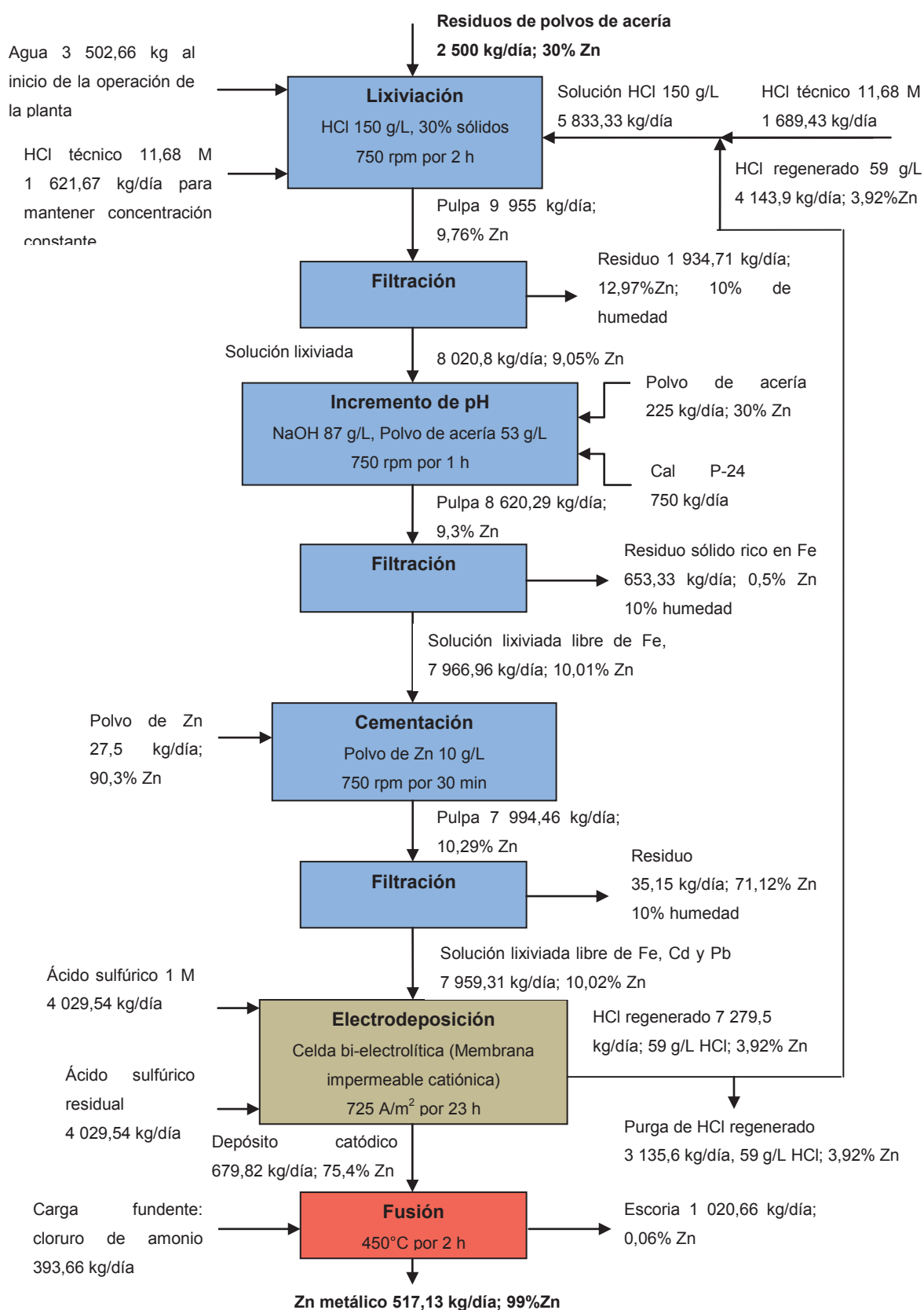
<b>Tiempo de operación (h)</b>	1
<b>Cloruro de amonio (% en masa respecto a la masa de los depósitos)</b>	75
<b>Temperatura (°C)</b>	450

### 3.5.3 BALANCE DE MASA

Este balance de masa se realizó de acuerdo a un flujo de 5 t/día dispuesto para las dos líneas de proceso idénticas de 2,5 t/día y se muestra en la Figura 3.28. Además se especifica la composición de cada corriente en el diagrama PFD (Process flow diagram) presentado en la Figura 3.29.

Al inicio del proceso se agrega agua y HCl técnico al proceso de lixiviación. Sin embargo, ya que se recircula la corriente de HCl regenerado y esta contiene agua, se estableció la proporción exacta entre HCl regenerado y HCl técnico repuesto para que no sea necesario reponer agua adicional al proceso y así aumentar la cantidad de HCl regenerado que se recircula.

El HCl técnico agregado para mantener la concentración de HCl constante en el proceso de lixiviación no se puede adicionar a la corriente de entrada del HCl técnico que se mezcla con el HCl regenerado puesto que dicha cantidad debe irse reponiendo a través del tiempo de operación según el consumo de HCl.



**Figura 3.28.** Balance de masa global de línea de proceso de valorización de residuos de polvos de acería de 2,5 t/día

### 3.5.4 BALANCE DE ENERGÍA

Para el balance de energía presentado en la Tabla 3.30 se toma en cuenta el consumo energético de cada equipo dentro del tiempo de operación correspondiente a cada uno de ellos. Para el caso de las celdas bi-electrolíticas el consumo eléctrico se calculó en base a la densidad de corriente aplicada, la concentración de Zn en solución, el área de la membrana sumergida y la resistencia eléctrica que también depende del área de la membrana sumergida tal como se muestra en el Anexo VI.

**Tabla 3.30.** Consumo de energía diario de los equipos principales de la planta

Equipos	Cantidad	Potencia (kWh)	Tiempo de operación (h)	Energía consumida (kWh/día)
Tanque de lixiviación	2	2,2	2,00	8,80
Tanque de incremento de pH	2	2,2	1,00	4,40
Tanque de cementación	2	2,2	0,50	2,20
Celda bi-electrolítica	16	11,15	22,99	4 101,42
Bombas para lodos	6	4	0,25	6,00
Horno de fundición (inducción)	1	180	2,00	360,00
<b>Total (kwh)</b>				<b>4 482,82</b>

### 3.5.5 DETERMINACIÓN DE LAS DIMENSIONES DE LOS EQUIPOS

El tamaño de los equipos principales se dimensionó a partir de la masa de polvos de acería alimentada y el porcentaje de sólidos que debe tener la pulpa para los distintos procesos como lixiviación, incremento de pH y cementación. Los equipos que entran en contacto directo con soluciones ácidas fuertes van recubiertos de una capa de teflón como es el caso de los tanques de lixiviación e incremento de pH y tanques de almacenamiento de ácidos. En el caso del filtro prensa, los bastidores y soportes del filtro son de teflón y las tuberías tienen un recubrimiento interno del mismo material. Los catálogos de los equipos seleccionados se encuentran en el Anexo V.

### 3.5.5.1 Tanque de lixiviación

Para dimensionar este tanque se tomaron en cuenta los volúmenes de la solución ácida y el que ocupa el polvo de acería. El volumen que ocupan 2,5 t de polvo de acería se calculó mediante el uso la densidad real, asumiendo que todos los espacios de las partículas de polvo están ocupados por la solución ácida. Además el interior de los tanques será recubierto con una capa de teflón para evitar el contacto de la solución ácida con el metal del tanque y evitar así la corrosión.

$$V_{\text{polvo de acería}} = \frac{2\,500 \text{ kg}_{\text{polvo de acería}}}{2,62 \frac{\text{kg}}{\text{L}}} = 954,20 \text{ L}_{\text{ocupados por el polvo de acería}} \quad [3.4]$$

El tanque debe contener la solución de HCl más el volumen ocupado por los residuos de polvos de acería, definiéndose así el volumen efectivo del tanque de lixiviación:

$$V_{\text{efectivo}} = 7\,627,61 \text{ L}_{\text{solución}} + 954,20 \text{ L}_{\text{polvo de acería}} = 8\,581,81 \text{ L} \quad [3.5]$$

Ya que la pulpa formada debe ser agitada dentro del tanque, se sobredimensionó el mismo en 20 % por cuestiones de seguridad:

$$V_{\text{diseño}} = 8,58 \text{ m}^3 + 20 \%_{\text{sobredimensionamiento}} = 10,30 \text{ m}^3 \quad [3.6]$$

El volumen de diseño del tanque que se calculó se tradujo a diámetro y altura mediante el uso de una relación altura/diámetro igual a 1,5 y las dimensiones se muestran en la Tabla 3.31.

**Tabla 3.31.** Dimensiones de tanque de lixiviación

Volumen de sólidos (m <sup>3</sup> )	Volumen de solución (m <sup>3</sup> )	Capacidad real (m <sup>3</sup> )	Capacidad de diseño (m <sup>3</sup> )	Diámetro (m)	Altura (m)
0,95	7,63	8,58	10,30	2,06	3,09

Se buscó en catálogos tanques con agitación que presenten características similares a las presentadas en la Tabla 3.31, y las características del tanque encontrado se presentan en la Tabla 3.32

**Tabla 3.32.** Dimensiones de tanque de lixiviación según catálogo

Capacidad (m <sup>3</sup> )	Diámetro (m)	Altura (m)	Diámetro de impulsor (m)
10,80	2,50	2,50	0,63

La relación entre la altura y el diámetro del tanque encontrado en catálogos es igual a 1, variando respecto a la consideración de diseño de una relación de altura/diámetro igual a 1,5 debido a que dichos tanques se fabrican respecto a dimensiones normalizadas o especificadas por el fabricante.

### 3.5.5.2 Tanque de incremento de pH

Para dimensionar este tanque se debe tomar en cuenta el volumen de la solución lixiviada más el que ocupa el polvo de acería y el NaOH añadidos. El volumen del polvo de acería y el NaOH añadido se calcula según las proporciones determinadas experimentalmente y la densidad real de cada uno de ellos. De igual manera estos tanques tienen que ser recubiertos de teflón puesto que la solución alimentada a los mismos tiene un pH menor a 1.

$$m_{\text{polvo de acería}} = 0,053 \frac{\text{kg}_{\text{p.acería}}}{\text{L}_{\text{lixiviado}}} \times 7\,627,61 \text{ L}_{\text{lixiviado}} = 404,26 \text{ kg}_{\text{p. acería}} \quad [3.7]$$

$$V_{\text{polvo de acería}} = \frac{404,26 \text{ kg}_{\text{polvo de acería}}}{2,62 \frac{\text{kg}}{\text{L}}} = 154,30 \text{ L}_{\text{p.acería}} \quad [3.8]$$

$$m_{\text{NaOH}} = 0,092 \frac{\text{kg}_{\text{NaOH}}}{\text{L}_{\text{lixiviado}}} \times 7\,627,61 \text{ L}_{\text{lixiviado}} = 701,74 \text{ kg}_{\text{NaOH}} \quad [3.9]$$

$$V_{\text{NaOH}} = \frac{701,74 \text{ kg}_{\text{p. acería}}}{2,1 \frac{\text{kg}}{\text{L}}} = 334,16 \text{ L}_{\text{NaOH}} \quad [3.10]$$

El tanque debe contener la solución lixiviada más el volumen ocupado por el NaOH y el polvo de acería, definiéndose así el volumen efectivo del tanque de eliminación de Fe:

$$V_{\text{efectivo}} = 7\,627,61 \text{ L}_{\text{solución}} + 154,30 \text{ L}_{\text{p. acería}} + 334,16 \text{ L}_{\text{NaOH}} = 8\,116,07 \text{ L} \quad [3.11]$$

Ya que la pulpa formada debe ser agitada dentro del tanque, se sobredimensionó el mismo en 20 % por cuestiones de seguridad:

$$V_{\text{diseño}} = 8,12 \text{ m}^3 + 20 \%_{\text{sobredimensionamiento}} = 9,74 \text{ m}^3 \quad [3.12]$$

**Tabla 3.33.** Dimensiones de tanque de incremento de pH

Volumen de sólidos (m <sup>3</sup> )	Volumen de solución (m <sup>3</sup> )	Capacidad real (m <sup>3</sup> )	Capacidad de diseño (m <sup>3</sup> )	Diámetro (m)	Altura (m)
0,49	7,63	8,12	9,74	2,02	3,03

Se buscó en catálogos tanques con agitación que presenten características similares a las presentadas en la Tabla 3.33, y las características del tanque encontrado se presentan en la Tabla 3.34.

**Tabla 3.34.** Dimensiones de tanque de incremento de pH según catálogo

Capacidad (m <sup>3</sup> )	Diámetro (m)	Altura (m)	Diámetro de impulsor (m)
10,80	2,50	2,50	0,63

El tanque seleccionado de catálogos tiene las mismas dimensiones que el tanque de lixiviación pues en los catálogos usados es el tanque que más se ajusta al valor de la capacidad de diseño mostrada en la Tabla 3.33.

### 3.5.5.3 Tanque de cementación con polvo de zinc

Para dimensionar este tanque se debe tomar en cuenta el volumen de la solución lixiviada y en este caso el volumen de polvo de Zn que se añade al proceso se desprecia por la poca cantidad que se utiliza respecto al volumen de la solución, sin embargo ya que la pulpa formada debe ser agitada dentro del tanque, se sobredimensionó el mismo en 20 % por cuestiones de seguridad:

$$V_{\text{efectivo}} = 7\,627,61 \text{ L}_{\text{solución}} \quad [3.13]$$

$$V_{\text{diseño}} = 7\,627,61 \text{ L}_{\text{solución}} + 20\%_{\text{sobredimensionamiento}} = 9,15 \text{ m}^3 \quad [3.14]$$

**Tabla 3.35.** Dimensiones de tanque de cementación con polvo de Zn

Volumen de solución (m <sup>3</sup> )	Capacidad real (m <sup>3</sup> )	Capacidad de diseño (m <sup>3</sup> )	Diámetro (m)	Altura (m)
7,63	7,63	9,15	1,98	2,97

Una vez más en los catálogos, el tanque que más se ajusta a las dimensiones establecidas en la Tabla 3.35, es el mismo seleccionado anteriormente para el proceso de lixiviación y eliminación de Fe. Las dimensiones se presentan en la Tabla 3.36.

**Tabla 3.36.** Dimensiones de tanque de cementación con polvo de Zn según catálogo

Capacidad (m <sup>3</sup> )	Diámetro (m)	Altura (m)	Diámetro de impulsor (m)
10,80	2,50	2,50	0,63

### 3.5.5.4 Filtro prensa

Como se mencionó en la sección 2.4.3, se destinó un filtro prensa para cada una de las líneas de proceso de 2,5 t/día, lo que significa que el mismo filtro se usa para filtrar la pulpa resultante de los procesos de lixiviación, incremento de pH y



cementación con polvo de Zn. Debido a que de los 3 procesos mencionados el que produce la pulpa con mayor porcentaje de sólidos es el proceso de lixiviación, se dimensionó el filtro con respecto a éste último.

Para reducir el tamaño requerido del filtro prensa, después del proceso de lixiviación, se dejó la pulpa en reposo para permitir que los sólidos se decanten, para posteriormente recuperar la solución clarificada obtenida en la parte superior y de esta manera filtrar únicamente la pulpa sobrante. En la Tabla 3.37 se muestran los resultados obtenidos del ensayo de sedimentación de la pulpa obtenida del proceso de lixiviación.

**Tabla 3.37.** Resultados del ensayo de sedimentación de la pulpa obtenida del proceso de lixiviación

<b>Volumen de pulpa inicial (mL)</b>	1 280
<b>Volumen de solución clarificada (mL)</b>	410
<b>Volumen de pulpa concentrada (mL)</b>	870
<b>Densidad de pulpa inicial (g/mL)</b>	1,32
<b>Densidad de solución clarificada (g/mL)</b>	1,21
<b>Densidad de pulpa concentrada (g/mL)</b>	1,38
<b>Tiempo de sedimentación (h)</b>	1,18

Se obtuvo el volumen del filtro de acuerdo a la ecuación [2.3] y los datos de la Tabla 3.37 y los resultados junto con las dimensiones del filtro que se escogió se muestran en la Tabla 3.38. Además el filtro prensa está disponible con partes de teflón, material indispensable para soportar el contacto con ácidos fuertes.

**Tabla 3.38.** Dimensiones del filtro prensa

<b>Volumen teórico (L)</b>	<b>Modelo</b>	<b>Volumen real (L)</b>	<b>Cámaras</b>	<b>Área de filtrado (m<sup>2</sup>)</b>	<b>Largo (mm)</b>	<b>Ancho (mm)</b>	<b>Alto (mm)</b>
1 209,38	MC-PressTM H	149,00	24	109,00	7 875,00	3 400,00	4 600,00

### 3.5.5.5 Celda electrolítica

Las dimensiones de la celda electrolítica se definen en base al volumen de solución resultante del proceso de purificación y al área de la membrana de intercambio catiónico cubierta por las soluciones que permita tener un tiempo de operación menor a 24 h y los detalles se presentan en el Anexo VI. El material de construcción para las celdas bi-electrolíticas es de laminas de polietileno de alta densidad, plástico que resiste el ataque de ácidos fuertes.

El volumen de la celda se definió tomando en cuenta el volumen de la solución lixiviada purificada y el volumen de la solución de ácido sulfúrico necesario para que se produzcan las reacciones presentadas en las ecuaciones [1.10] y [1.13] de la sección 1.2.3.3, y según el tiempo de operación de las mismas. Se decidió dimensionar el volumen del compartimiento anódico a la mitad del tamaño del compartimiento catiónico, puesto que con la mitad del volumen de solución de ácido sulfúrico 1 M respecto al volumen de solución lixiviada, se pueden producir las reacciones descritas anteriormente.

Con lo antes dicho se determinaron las dimensiones de la celda bi-electrolítica como se muestra en la Tabla 3.39 para un tiempo de operación de 23 h.

**Tabla 3.39.** Dimensiones de la celda bi-electrolítica

	<b>Lado catódico</b>	<b>Lado anódico</b>
<b>Volumen requerido (m<sup>3</sup>)</b>	0,93	0,50
<b>Volumen de diseño (m<sup>3</sup>) (20 % sobredimensionamiento)</b>	1,11	0,60
<b>Largo (m)</b>	4,00	4,00
<b>Ancho (m)</b>	0,25	0,14
<b>Alto (m)</b>	1,11	1,11
<b>Área de membrana de intercambio iónico catiónica (m<sup>2</sup>)</b>	3,71	
<b>Separación entre cátodo y ánodo (m)</b>	0,04	
<b>Celdas por línea de 2,5 t/día</b>	8	

Los lados catódico y anódico tienen el mismo largo y alto pero la diferencia en volumen se da en el ancho de cada compartimento. La separación entre el cátodo y el ánodo tiene que ser lo más pequeña posible para reducir la resistencia que presentan las soluciones al paso de la corriente eléctrica. Sin embargo debido a la poca distancia entre los electrodos es necesario agitar las soluciones permanentemente para eliminar los perfiles de concentración que se forman en las cercanías de la membrana y de los electrodos y que éstos siempre estén en contacto con solución fresca, aumentando la eficiencia de la electrodeposición del Zn.

Se decidió procesar el volumen de solución correspondiente al procesamiento de 2,5 t/día de residuos de polvos de acería en 8 celdas de idénticas características, pues así se reduce el tamaño de las mismas y se reduce la formación de puntos muertos. Debido a que se diseñaron dos líneas de procesamiento de 2,5 t/día de residuos de polvos de acería se contará con un total de 16 celdas bi-electrolíticas de idénticas características.

Los diagramas PDF, Lay Out y Corte Lateral de la planta de valorización de residuos de polvos de acería en donde se muestra el proceso con sus respectivos equipos, balance de masa y distribución en planta se presentan en la Figura 3.29, Figura 3.30 y Figura 3.31.

**Figura 3.29.** Diagrama PFD de Planta de valorización de residuos de polvos de acería

**Figura 3.30.** Diagrama Lay Out de Planta de valorización de residuos de polvos de acería

**Figura 3.31.** Diagrama de Corte Lateral de Planta de valorización de residuos de polvos de acería

### 3.6 ANÁLISIS ECONÓMICO PRELIMINAR

Para el análisis económico preliminar se tomaron en cuenta todos los criterios descritos en la sección 2.5.

#### 3.6.1 GASTOS DE LA IMPLEMENTACIÓN DE LA PLANTA

Los gastos que se realizan al implementar la planta son la inversión fija, costos fijos y variables de operación, inversión de trabajo y los impuestos que genera su implementación. Se tomó en cuenta los equipos principales y auxiliares, costos de operación e insumos de las dos líneas de proceso de 2,5 t/día. Como se puede ver en la Tabla 3.40, se tomó en cuenta los equipos necesarios para las dos líneas de proceso de 2,5 t/día. Los tanques de almacenamiento de ácidos sirven para ambas líneas de proceso, al igual que el compresor usado para inyectar aire a las celdas bi-electrolíticas y el horno de fusión.

**Tabla 3.40.** Costo de los equipos principales de la planta de valorización de residuos de polvos de acería

Maquinaria	Unidades	Costo unitario	Costo Total
Tanques agitados 10,8 m <sup>3</sup>	6	5 000	30 000
Tanque de almacenamiento de HCl 43 m <sup>3</sup>	1	10 000	10 000
Tanque de almacenamiento de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 48 m <sup>3</sup>	1	12 000	12 000
Tanque de almacenamiento de HCl regenerado 107 m <sup>3</sup>	1	20 000	20 000
Tanque de almacenamiento de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> usado 48 m <sup>3</sup>	1	12 000	12 000
Filtro prensa 109 m <sup>2</sup>	2	20 000	40 000
Compresor	1	6 000	6 000
Bomba centrífuga para lodos	4	1 225	6 750
Bomba centrífuga	4	900	3 600
Celda bi-electrolítica	16	1 000	16 000
Horno de fusión	1	15 000	15 000
TOTAL			171 350

Al costo de los equipos principales se lo multiplicó por un factor iguala 3,47, resultado de la suma de factores correspondientes al costo de instalación de los mismos tomando en cuenta la instalación de tuberías, válvulas e indicadores de cada equipo, mano de obra, ingeniería y supervisión así como también instalaciones eléctricas y la edificación en al cual va a estar situada la planta. El cálculo de estos valores se presenta en las ecuaciones [3.15] y [3.16]. (Peters y Timmerhaus, 1991, p. 3).

$$I_{EP} = I_E \times f \quad [3.15]$$

$$I_{EP} = \$ 171\,350,00 \times 3,47 = \$ 594\,584,50 \quad [3.16]$$

El costo de los equipos auxiliares se calculó en base al costo de los equipos principales de acuerdo a las siguientes ecuaciones, tomando en cuenta el factor expresado por Peters y Timmerhaus (1991) para este fin (p. 3).

$$I_{EA} = I_E \times fd \quad [3.17]$$

$$I_{EA} = \$ 171\,350,00 \times 0,186 = \$ 31\,871,10 \quad [3.18]$$

El costo de los reactivos e insumos necesarios para el arranque de la planta se presentan en la Tabla 3.41. Éste costo difiere del costo diario de reactivos e insumos necesarios para la operación diaria mostrado en la Tabla 3.42 debido a que diariamente se recircula parte de la solución de HCl regenerada en el proceso de electrodeposición hacia el proceso de lixiviación y así se logra reducir el consumo de HCl técnico. Además cabe señalar que la empresa dispone de HCl técnico para tratamientos superficiales previos al proceso de galvanizado de partes metálicas en su planta. Por este motivo el costo del HCl técnico necesario para el funcionamiento de la planta de valorización de residuos de polvos de acería, únicamente contempla el costo del transporte del ácido.



Por otro lado, la solución de  $H_2SO_4$  usada en el proceso de electrodeposición puede ser reutilizada simplemente reponiendo el volumen de agua perdido por la hidrólisis de la misma sobre la superficie del ánodo de plomo, por lo que se toma en cuenta el costo del ácido únicamente en el arranque de la planta. Para reducir el costo de operación diaria de la planta se eligió usar Cal-P24 para elevar el pH en el proceso de incremento de pH para eliminar Fe. Se requiere el doble de cantidad de Cal-P24 respecto a la cantidad de NaOH necesaria pero el costo de la cal 0,2 \$/kg representa una reducción importante del costo diario que se obtendría usando NaOH con un precio de 1,8 \$/kg.

**Tabla 3.41.** Reactivos e insumos para el arranque de la planta

Reactivo	Cantidad (kg)	Costo por peso (\$/kg)	Costo Total (\$)	Costo diario (%)
HCl (Técnico)	8 848,00	0,007	63,20	5,59
Cal P-24	750,00	0,20	150,00	13,27
Polvo de Zn	225,00	1,70	382,50	33,84
$H_2SO_4$ (Técnico)	791,20	0,40	317,22	28,06
Agua	7,00	1,60	11,20	0,99
Electricidad	4,48 MWh/día	46,00 \$/MWh	206,21	18,24
Total diario			1 130,33	100,00

**Tabla 3.42.** Reactivos e insumos para la operación diaria de la planta

Reactivo	Cantidad (kg)	Costo por peso (\$/kg)	Costo Total (\$)	Costo diario (%)
HCl (Técnico)	7 414,40	0,007	52,96	6,68
Cal P-24	750,00	0,20	150,00	18,91
Polvo de Zn	225,00	1,70	382,50	48,22
Agua	1,00	1,60	1,60	0,20
Electricidad	4,48 MWh/día	46,00 \$/MWh	206,21	25,99
Total diario			793,27	100,00
TOTAL ANUAL			213 389,51	

Se consideraron los insumos necesarios para el arranque de la planta con las dos líneas de proceso de 2,5 t/día y el total anual se obtuvo multiplicando el total diario por 268 días de operación al año más el costo de los reactivos e insumos para el día del arranque de la planta sumando un total de 269 días.

En la Tabla 3.43 se presenta el total de la inversión fija determinado para la instalación de la planta.

**Tabla 3.43.** Inversión Fija para instalación de la planta y operación durante un año

Inversión fija	Costo (\$)
Equipos Principales instalados	594 584,50
Equipos auxiliares	31 871,10
Reactivos e insumos	213 389,51
TOTAL	839 845,11

Los costos fijos tomando en cuenta el sueldo de los empleados y la depreciación de los equipos se detallan a continuación en la Tabla 3.44 y ecuaciones [3.19] y [3.20].

**Tabla 3.44.** Sueldo de empleados de la planta

Nombre del Puesto de Trabajo	Número de Empleados	Sueldo Mensual por puesto de trabajo	Aporte Patronal de 11.15 % al IESS por puesto de trabajo	Gran total anual
Jefe de planta	1	2 000	223,00	34 122,00
Supervisor	1	500	55,75	8 530,50
Operarios	2	350	39,03	11 942,70
TOTAL ANUAL	4			54 595,20

Se estableció un periodo de depreciación de 10 años para los equipos principales y la depreciación anual se calculó según el periodo de depreciación establecido y el costo de dichos equipos como se muestra en las ecuaciones [3.19] y [3.20].

$$e = 0,1 \times I_{\text{equipos principales}} \quad [3.19]$$

$$e=0,1 \times \$ 171\,350 = \$ 17\,135 \quad [3.20]$$

Las ecuaciones [3.21], [3.22] y [3.23] muestran el cálculo del costo de la inversión de trabajo a partir de la inversión fija necesaria para la implementación de la planta de valorización de residuos de polvos de acería, asumiendo un factor de inversión de trabajo respecto a la inversión fija igual a 0,05.

$$I_w = Y_{Iw} \times I_f \quad [3.21]$$

$$I_w = 0,05 \times \$ 839\,845,11 \quad [3.22]$$

$$I_w = \$ 41\,992,26 \quad [3.23]$$

Los costos variables se calcularon respecto a la inversión fija según los factores mostrados en la Tabla 3.45 de acuerdo a las ecuaciones [3.24] y [3.25] (Peters y Timmerhause, 1991, p. 4).

**Tabla 3.45.** Factores de costos variables anuales proporcionales a la inversión fija

Costos	fa
Mantenimiento y reparación	0,1
Impuestos	0,01
Seguros	0,025
Suministro complementarios	0,05
Suma de factores	0,185

$$C_v = I_E \times fa \quad [3.24]$$

$$C_v = \$ 171\,350 \times 0,185 = \$ 31\,699,75 \quad [3.25]$$

Para la instalación de la planta de valorización de residuos de polvos de acería se hace necesario realizar un préstamo por el total de la inversión más el capital de trabajo.

$$\text{Préstamo} = I_f + I_w \quad [3.26]$$

$$\text{Préstamo} = \$ 839 845,11 + \$ 41 992,26 \quad [3.27]$$

$$\text{Préstamo} = \$ 881 837,37 \quad [3.28]$$

EL préstamo es a 10 años con un interés anual de 10 % y se pagará en anualidades cuyo valor se muestra en la ecuación [3.31] y el capital prestado se pagará según se muestra en la Tabla 3.46.

$$\text{Préstamo} = \frac{\text{Anualidad} \cdot (1+i)^n - 1}{i \cdot (1+i)^n} \quad [3.29]$$

$$\$ 881 837,37 = \frac{\text{Anualidad} \cdot (1+0,1)^{10} - 1}{0,1 \cdot (1+0,1)^{10}} \quad [3.30]$$

$$\text{Anualidad} = \$ 143 514,97 \quad [3.31]$$

**Tabla 3.46.** Tabla de amortización del capital prestado

Año	Interés (\$)	Amortización (\$)	Capital Reducido (\$)
1	88 183,74	55 331,23	826 506,14
2	82 650,61	60 864,36	765 641,78
3	76 564,18	66 950,79	698 690,99
4	69 869,10	73 645,87	625 045,11
5	62 504,51	81 010,46	544 034,65
6	54 403,47	89 111,51	454 923,15
7	45 492,31	98 022,66	356 900,49
8	35 690,05	107 824,92	249 075,57
9	24 907,56	118 607,41	130 468,16
10	13 046,82	130 468,16	0,00

Para obtener el costo de producción por cada tonelada de Zn recuperada primero se calculó el costo de producción anual tomando en cuenta el costo de los reactivos e insumos para la operación diaria de la planta, el sueldo de los empleados para la operación de la misma y los costos variables proporcionales a la inversión fija tal como se muestra en la Tabla 3.47. Se dividió el costo de producción para la producción anual de Zn y los resultados se muestran en la Tabla 3.48.

**Tabla 3.47.** Costo de producción anual

<b>Costo de reactivos e insumos (\$)</b>	213 389,51
<b>Sueldos de empleados de la planta (\$)</b>	54 595,20
<b>Costos variables (\$)</b>	31 699,75
<b>Total (\$)</b>	299 684,46

**Tabla 3.48.** Costo de producción por tonelada de Zn recuperada

<b>Costo anual de insumos (\$/año)</b>	299 684,46
<b>Producción anual de Zn (t/año)</b>	275,44
<b>Costo de producción (\$/t Zn recuperado)</b>	1 088,02

### 3.6.2 INGRESOS DE LA PLANTA

En la Tabla 3.49 se muestra la cantidad de Zn recuperada anualmente, el valor del Zn por tonelada en el mercado y los ingresos por la venta de dicho concepto.

**Tabla 3.49.** Ingresos anuales por venta de Zn recuperado

<b>*Precio de Zn metálico (\$/t)</b>	2 000,00
<b>Producción anual de Zn (t/año)</b>	275,43
<b>Ingresos totales por venta de Zn recuperado (\$/año)</b>	550 860,00

\*El precio del Zn metálico se tomó de (London Metal Exchange, visto 5 de Agosto del 2013).  
<http://www.lme.com/metals/non-ferrous/Zn/>

### 3.6.3 EVALUACIÓN DE PRE FACTIBILIDAD ECONÓMICA

En la Tabla 3.50 se compara el costo anual de insumos necesarios para la recuperación de Zn y los ingresos anuales por la venta del mismo.

**Tabla 3.50.** Comparación: Costo de producción de Zn vs ingresos por venta de Zn

<b>Costo anual de insumos (\$/año)</b>	299 684,46
<b>Ingresos totales por venta de Zn recuperado (\$/año)</b>	550 860,00

Los ingresos por la venta del Zn recuperado son mayores al costo que se invierte en producirlo, sin embargo se hace necesario determinar los indicadores económicos TIR, VAN y tiempo de retorno de la inversión para establecer la viabilidad del proyecto.

Se obtuvieron los indicadores económicos mostrados en la Tabla 3.51. El tiempo de retorno de la inversión se obtuvo del flujo de fondos mostrado en la Tabla 3.52.

**Tabla 3.51.** Indicadores económicos

<b>Indicadores Económicos</b>	<b>Valor</b>
Tasa interna de retorno (TIR)	82,14 %
Valor actual neto (VAN)	\$ 309 828,73
Tiempo de retorno de la inversión	10 meses

Ya que se obtuvo un TIR de 82,14 %, mayor a la tasa de 10 % de interés entregada por los bancos, el proyecto es económicamente viable. Siendo así que si se construye la planta en éste momento y se iniciara la operación dentro de un año, la ganancia que se obtendría después de pagar el préstamo, la depreciación de equipos, impuestos y los costos de producción durante 10 años sería de \$ 309 828,73 al tiempo actual.

**Tabla 3.52.** Flujo de fondos del proyecto

Datos económicos	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021
Año de operación	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Años descontados	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Inversiones											
Terreno	0										
Capital de Trabajo	41 992,26										
Capital Total	41 992,26										
Ingreso por ventas		550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00	550 860,00
Costos de Producción		299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46	299 684,46
Pago Amortizaciones		143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57	143 514,57
Depreciación		17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00	17 135,00
Impuesto a la Renta		27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00	27 543,00
Egresos totales		460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03	460 334,03
Flujo de fondos netos		62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97	62 982,97
Flujo de fondos acumulados	-41 992,26	10 059,78	57 379,82	100 398,03	139 505,50	175 057,75	207 377,97	236 759,99	263 470,92	287 753,58	309 828,73

## 4 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 4.1 CONCLUSIONES

- La muestra 1 de polvo de acería contiene 5,84 % Zn, 23,41 % Fe, 0,0 % Cd, 0,15 % Pb y 0,69 % Mn. El Fe se encuentra principalmente en forma de maghemita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), y magnetita ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ). La muestra 2 contiene 31,4 % Zn, 17,3 % Fe, 1,4 % Cd, 0,02 % Pb y < 0,01 % Mn. El Zn está presente en forma de zincita ( $\text{ZnO}$ ) mientras que el Fe principalmente en forma de maghemita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). La recuperación de Zn se llevó a cabo con ésta última por tener el mayor contenido de Zn. Además las 2 muestras se caracterizaron como residuos tóxicos según los estándares U.S: EPA 40 CFR 261.24 y los límites establecidos por normas generales de descarga de efluentes, tanto al sistema de alcantarillado, como a los cuerpos de agua, TULAS, Libro VI, Anexo 1, puesto que las concentraciones de Zn, Cd, Pb y V en los extractos lixiviados de los 2 tipos de residuos superan los límites permisibles de dichos metales, así como también superaron el rango de pH establecido.
- En 2 h de lixiviación, con HCl como agente lixivante a concentración constante y 30 % de sólidos, se recuperó 70,9 %, 52,9 % y 32,6 % de Zn a 150, 100 y 50 g/L de HCl respectivamente mientras que al trabajar con 10 % de sólidos, se alcanzó 86,2 %, 77,8 % y 75,8 % bajo las mismas concentraciones anteriores de HCl. Las recuperaciones con 30 % de sólidos, 100 y 150 g/L de HCl son muy similares a partir de las 3 h de operación, lo que muestra que una mayor concentración de ácido no obtendría una mayor recuperación de Zn.
- La recuperación de Fe en el proceso de lixiviación depende de la razón HCl/Zn, siendo así que mientras mayor concentración de HCl y menor porcentaje de sólidos, existe menos cantidad de Zn disponible para lixiviar y por lo tanto la lixiviación de Fe tiene lugar con el exceso de HCl.



- Al incrementar el pH de la solución lixiviada solo con NaOH se eliminó 94,1 % de Fe, sin embargo también se eliminó 10,2 % de Zn y por lo tanto no se puede usar únicamente NaOH para reducir el contenido de Fe de la solución pues afecta la recuperación final de Zn en el proceso de valorización de los residuos de polvos de acería.
- El proceso de purificación de la solución lixiviada mediante el aumento del pH hasta un rango de pH entre 4 y 5, con la adición de 87 g/L de NaOH, 53 g/L de polvo de acería y cementación con 10 g/L de polvo de Zn alcanzó eliminaciones de 95,8 % Fe, 99,7 % Cd y 99,2 % Pb, mientras se mantuvo la eliminación de Zn por debajo de 1,5 %, lo cual permitió maximizar la recuperación final del metal.
- Llevar a cabo el proceso de electrodeposición de Zn en una celda bi-electrolítica separada por una membrana de intercambio catiónico evitó la formación de gas  $\text{Cl}_2$  a partir de la solución lixiviada y permitió la electrodeposición de Zn en la superficie del cátodo.
- La solución resultante del proceso de electrodeposición alcanzó un pH  $<1$  y una concentración de cloruros de 58 694,1 mg/L y por lo tanto puede ser reutilizada en el proceso de lixiviación pues además posee Zn en solución que no se electrodepositó y así se puede aumentar la alimentación de Zn a la cabeza del proceso de valorización.
- Al trabajar con una densidad de corriente de  $725 \text{ A/m}^2$  se obtuvo el depósito con mayor concentración de Zn, compuesto por 66,1 % Zn, 12,3 % O, 5,8 % Cl y 5,7 % Na. La composición del depósito obtenido a  $1\ 150 \text{ A/m}^2$  es de 52,1 % Zn, 22,5 % O, 12,1 % Cl y 5,1 % Na mientras que el depósito obtenido a  $2\ 000 \text{ A/m}^2$  contiene 28,4 % Zn, 28,4 % O, 18,6 % Cl y 18,6 % Na, haciéndose evidente que mientras más baja sea la densidad de corriente usada para electrodepositar Zn mayor es la recuperación de dicho metal y menor la concentración de impurezas en el depósito.

- El consumo de energía  $725 \text{ A/m}^2$  fue de  $1\,171,33 \text{ kWh/t}$  de polvo de acería procesada siendo el menor pese a que el tiempo de operación de la celda es mayor, frente a  $2\,404,02 \text{ kWh/t}$  obtenidos a  $1\,150 \text{ A/m}^2$  y  $5\,206,84 \text{ kWh/t}$  a  $2\,000 \text{ A/m}^2$ . Esto sumado al hecho de que a esta densidad de corriente se recuperó la mayor cantidad de Zn y se obtuvo un depósito con menos impurezas, definió  $725 \text{ A/m}^2$  como la densidad de corriente adecuada dentro del rango estudiado para electrodepositar Zn en una celda bi-electrolítica
- La recuperación total de Zn obtenida del diseño de la planta para valorizar los residuos de polvos de acería fue de  $68,3 \%$  y se estima una producción anual de  $275,4 \text{ t}$  de Zn al trabajar  $24 \text{ h}$  al día, de las cuales  $8 \text{ h}$  se destinan a la lixiviación y purificación de la solución, mientras que las  $16 \text{ h}$  restantes del día y  $7 \text{ h}$  del día siguiente (sin interferir con los procesos de lixiviación y purificación) se destinan a la electrodeposición.
- La implementación de la planta con capacidad para valorizar  $5 \text{ t/día}$  de residuos de polvos de acería diseñada en este proyecto es económicamente viable mostrando un TIR de  $82,14 \%$ , VAN de  $\$ 309\,828,73$  y un tiempo de retorno de la inversión de  $10$  meses.

## 4.2 RECOMENDACIONES

- Se recomienda llevar a cabo un estudio completo de factibilidad económica, incluyendo un estudio de mercado para la implementación de ésta planta de valorización pues los resultados obtenidos del análisis económico preliminar son prometedores.
- Debido a los buenos resultados obtenidos en el proceso de electrodeposición con el uso de una celda bi-electrolítica se recomienda continuar con el estudio de la recuperación de metales con este tipo de celda.
- Se debe estudiar el comportamiento de los procesos de lixiviación, purificación y electrodeposición a escala piloto pues los resultados de este trabajo se obtuvieron a escala de laboratorio.
- Se deben usar ánodos de Pb aleados con Ag o Sn para evitar la oxidación del Pb y evitar la contaminación de la solución de  $H_2SO_4$  pues la misma se debe reusar en el proceso para mantener los costos de producción de la planta.
- Se deben realizar estudios de estabilización y toxicología de los sólidos residuales del proceso de lixiviación pues al haberse extraído la mayor cantidad de Zn se podrían reducir los problemas en el tratamiento de solidificación y estabilización de los mismos para su disposición final en depósitos industriales mediante el uso de una matriz de cemento.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. ASTM. (2005). ASTM C136-05: *Método de Ensayo Normalizado para la Determinación Granulométrica de Agregados Finos y Gruesos*.
2. Baik, D. y Fray, D. (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*, 109(3), 121-128, Recuperado de <http://www.ingentaconnect.com/content/maney/mpem/2000/00000109/00000003/art00002> (Enero, 2012)
3. Baik, D. y Fray, D. (2001). Electrodeposition of Zn from high acid Zn chloride solutions. *Journal of applied electrochemistry*, 31(1), 1141-1147.
4. Bagotsky, V. (2006). *Fundamentals of electrochemistry*. (2da.ed.). Hoboken, Estados Unidos de Norteamérica: Wiley.
5. Ballester, A., Sancho, J. y Verdeja L. (2000). *Metalurgia Extractiva. Fundamentos*. (3ra ed.). Madrid, España: Ed. Síntesis S.A.
6. Belfort, G. (1984). *Synthetic membrane process: Fundamentals and water applications* (1ra.ed.). San Diego: Academic Press, Inc.
7. Blackburn, J. (2011). Electrodialysis applications for pollution prevention in the chemical processing industry. *Journal of the Air & Waste Management Association*, 49(8), 934-942. doi: 10.1080/10473289.1999.10463870
8. Cambor, E. (1997). *Introducción a la hidrometalurgia*. Recuperado de <http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/caceres/cursohidrometalurgia/Hidrometalurgia.pdf> (Enero, 2012)
9. Chirila, E. y Ionescu C. (2011). *Characterization of electric arc furnace dust*. En ModTech 2011: New face of T.M.C.R. Chisinau, Republica de Moldova.

Recuperado de <http://imtuoradea.ro/auo.fmte/files-2011-v2/TCM/Chirila%20Elena%20L1.pdf> (Enero, 2012)

10. Da Silva, J. y Brehm, F. (2006). Characterization study of electric arc furnace dust phases. *Materials Research*, 9(1), 41. Recuperado de <http://www.lume.ufrgs.br/bitstream/handle/10183/20331/000592671.pdf?sequence=1> (Enero, 2012)
11. Díaz, F. (2008). Lecturas de ingeniería: Principios de electrodeposición. *Departamento de ingeniería, UNAM*. Cuatitlán, México. Recuperado de [http://olimpia.cuautitlan2.unam.mx/pagina\\_ingenieria/mecanica/mat/mat\\_mec/m6/principios%20de%20electrolisis.pdf](http://olimpia.cuautitlan2.unam.mx/pagina_ingenieria/mecanica/mat/mat_mec/m6/principios%20de%20electrolisis.pdf) (Mayo, 2012)
12. Environmental Protection Agency (EPA). (1991). *Land Disposal Restrictions for Electric Arc Furnace Dust (K061)*. 56(160), 41164. Recuperado de <http://www.epa.gov/osw/laws-regs/state/revision/frs/fr95.pdf> (Octubre, 2010)
13. Environmental Protection Agency (EPA). (2003). *Method 1311: Toxicity Characteristic Leaching Procedure (Provides information about the toxicity characteristic leaching procedure)* Recuperado de <http://www.epa.gov/wastes/hazard/testmethods/sw846/pdfs/1311.pdf> (Febrero, 2012)
14. Environmental Protection Agency (EPA). (2010). *Regulaciones del Código Federal (Identificación y listado de residuos peligrosos)*. Recuperado de <http://frwebgate.access.gpo.gov/cgi-bin/get-cfr.cgi?TITLE=40&PART=261&SECTION=24&TYPE=TEXT>, (Febrero, 2012)
15. Espinoza, C. (2012). Recuperación de Zn de polvos de acería. (Proyecto de titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Agroindustrial no

publicado). Repositorio de la Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.

16. Espinoza, C., de la Torre, E. y Guevara, A. (2012). Recuperación de Zn a partir de polvos de acería. *En 5to Seminario Internacional de Procesos Hidrometalúrgicos Hydroprocess 2013*. Santiago de Chile, Chile. Gecamin.
17. Gamburg, Y. y Zangari, G. (2011). *Theory and practice of metal electrodeposition*. Recuperado de <http://books.google.com.ec/books?id=vKkD9ziXuywC&printsec=frontcover&hl=es#v=onepage&q&f=false> (Septiembre, 2012)
18. Gokhan, O. (2005). Leaching and cementation of heavy metals from electric arc furnace dust in alkaline medium. *Hydrometallurgy*, 78(1), 236-245.
19. Guézennec, A., Huber, J., Patisson, F., Sessiecq, P., Birat, J. y Ablitzer, D. (2005). Dust formation in electric arc furnace: Birth of the particles. *Powder Technology*, 157(1-3), 2-6. Recuperado de <http://arxiv.org/ftp/arxiv/papers/0708/0708.3034.pdf> (Octubre, 2010)
20. Havlik, T., Friedrich, B. y Stopić, S. (2004). Pressure Leaching of EAF Dust with Sulphuric Acid. *World of Metallurgy – ERZMETALL*, 57(2), 113-120.
21. Huang, C., Xu, T., Zhang, Y., Xue, Y. y Cheng, G. (2007). Application of electro dialysis to the production of organic acids: State-of-the-art and recent developments. *Journal of Membrane Science*, 288(1), 1-5.
22. Instituto Ecuatoriano de Normalización (INEN). (2010). *INEN NTE 0856-2010: Áridos. Determinación de la densidad, densidad relativa (Gravedad específica) y absorción del árido fino*. 1ra revisión. Recuperado de <https://law.resource.org/pub/ec/ibr/ec.nte.0856.2010.pdf> (Diciembre, 2011)

23. Ioana, A. y Balescu, C. (2009). Environmental management elements of the electric arc furnace. *Environmental analysis*, 19, 10-11. Recuperado de [https://www.google.com.ec/url?sa=t&rct=j&q=&esrc=s&source=web&cd=1&cad=rja&ved=0CCwQFjAA&url=http%3A%2F%2Fwww.labmate-online.com%2Farticle\\_read%2F403%2F&ei=lzKdUcimA5K34APPhYGYCg&usg=AFQjCNGQX8jdQqKbGpFAY52hCPzNuMRuRA&sig2=oEucfSDMTM7cppT1k3FqMw&bvm=bv.46751780,d.dmg](https://www.google.com.ec/url?sa=t&rct=j&q=&esrc=s&source=web&cd=1&cad=rja&ved=0CCwQFjAA&url=http%3A%2F%2Fwww.labmate-online.com%2Farticle_read%2F403%2F&ei=lzKdUcimA5K34APPhYGYCg&usg=AFQjCNGQX8jdQqKbGpFAY52hCPzNuMRuRA&sig2=oEucfSDMTM7cppT1k3FqMw&bvm=bv.46751780,d.dmg) (Diciembre, 2011)
24. Jha, M., Kumar, V. y Singh, R. (2001). Review of hydrometallurgical recovery of Zn from industrial wastes. *Resources, conservation and recycling*, 33, 1-22.
25. Krol, J. (1997). *Monopolar and bipolar ion exchange membranes. Mass transport limitations*. (Proyecto de titulación previo a la obtención del título de Doctor). Universidad de Twente, Enschede, Países Bajos.
26. Levenspiel, O. (1981). *Ingeniería de las reacciones químicas*. (2da. ed.). Barcelona, España: Reverté.
27. Liebman, M. (2000). The current status of electric arc furnace dust in northamerica. *AIM Market Research*, 3-4. Recuperado de <http://69.89.31.144/~aimmarke/wp-content/uploads/2010/05/251PaperTMSFormat.pdf> (Enero, 2012)
28. Machado, J. y Andrade, F. (2006). Characterization study of electric arc furnace dust phases. *Materials research*, 9(1), 41-45. Recuperado de [http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S1516-14392006000100009](http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1516-14392006000100009) (Enero, 2012)
29. Madías, J. (2009). Reciclado de polvos de horno eléctrico. Avances tecnológicos en la industria siderúrgica, Reprints de artículos de Jorge Madías, *Revista Acero Latinoamericano 2008-2012*, 1(1), 26-35,

Recuperado de [http://www.construccionenacero.com/Boletin%20Tecnico/2\\_Q\\_2012/Reprints\\_Tecnolog%C3%ADa.pdf](http://www.construccionenacero.com/Boletin%20Tecnico/2_Q_2012/Reprints_Tecnolog%C3%ADa.pdf) (Enero, 2012)

30. Metallurgy and metalworking (METDAQ). (2013). *Electrometallurgy and its types*. Recuperado de <http://www.metdaq.com/en/press-centre/articles/electrometallurgy-and-its-types.html> (Noviembre, 2012)
31. Montes, A. y Álvarez, L. (2009). Construcción y utilización de un electrodiálizador para laboratorio. *Química Nova*, 32(2), 493-497. Recuperado de [http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S0100-40422009000200037](http://www.scielo.br/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0100-40422009000200037) (Junio, 2012)
32. Núñez, C. y Viñals, J. (1984). Kinetics of leaching of Zn ferrite in aqueous hydrochloric acid solutions. *Metall. Trans.*, 15B(6), 221-228.
33. Oustadakis, P., Tsakiridis, P., Katsiapi, A. y Agatzini-Leonardou, S. (2010). Hydrometallurgical process for Zn recovery from electric arc furnace dust (EAFD) Part I: Characterization and leaching by diluted sulphuric acid. *Journal of hazardous materials*, 179(1-3), 1-7.
34. Pellino, M., Karamanov, A., Piscicella, P., Crisucci, S. y Zonetti, D. (2002). Vitrification of electric arc furnace dust. *Waste Management*, 22(1), 945-949.
35. Pellizon, M. y Ouki, S. (2008). *Cement-Based Stabilisation/Solidification of Electric Arc Furnace Dust*. En 1st International Conference on Hazardous Waste Management, Chania, Greece. Recuperado de <http://www.srcosmos.gr/srcosmos/showpub.aspx?aa=13100> (Abril, 2012)
36. Peters, S. y Timmerhaus, K. (1991). *Diseño de plantas y su evaluación económica para ingenieros químicos. Análisis económicos* (4ta.ed.). Buenos Aires, Argentina: Geminis.



37. Reaeissi, K., Saatchi, A., Golozar, M. y Szpunar, J. (2004). Texture and surface morphology in Zn electrodeposits. *Journal of applied electrochemistry*, 34(1), 1249-1258. Recuperado de <http://link.springer.com/content/pdf/10.1007/s10800-004-1699-8.pdf#page-1> (Enero, 2013)
38. Reyad, A. (2010). Hydrometallurgical extraction of zinc from Jordanian electric arc furnace dust. *Hydrometallurgy*, 104, 61-65
39. Schneider, A. y Stoll, E. (1941). The vapor pressures of zinc over aluminium-zinc alloys. *Zeitschrift fur elektrochemie*, 41(1), 527-535. Recuperado de [http://ia600704.us.archive.org/9/items/nasa\\_techdoc\\_19650022580/19650022580.pdf](http://ia600704.us.archive.org/9/items/nasa_techdoc_19650022580/19650022580.pdf) (Marzo, 2013)
40. Secretaria de comercio y fomento industrial. (1984). *NMX-AA-25: Protección al ambiente-Contaminación del suelo-Residuos sólidos-Determinación del pH-Método potenciométrico*. Recuperado de <http://legismex.mty.itesm.mx/normas/aa/aa025.pdf> (Febrero, 2012)
41. Sikalididis, C., Mitrakas, M. y Tsitouridou, R. (2010). Immobilization of electric arc furnace dust toxic elements within the matrix of concrete based products. *Global NEST journal*, 12(4), 371-372.
42. Sinclair, R. (2005). The extractive metallurgy of Zn. *Spectrum Series*, 13(1), 93-97.
43. Sofilic, T., Novosel, V., Cerjan, S. y Rastovcan, A. (2005). The mineralogical composition of dust from an electric arc furnace. *Materiali in Tehnologije*, 39(5), 150. Recuperado de <http://mit.imt.si/Revija/izvodi/mit055/sofilic.pdf> (Enero, 2012)
44. Solano, A. (2008). Capítulo III: El cinc y su metalurgia. *Metals and materials society*, 53-54 Recuperado de <http://www.tdx.cat/bitstream/handle/10803/111036/Tasm04de16.pdf?sequence=4> (Marzo, 2012)

45. Tanaka, Y. (2007) *Ion Exchange membranes: Fundamentals and applications*. Recuperado de [https://www.google.com.ec/url?sa=t&rct=j&q=&esrc=s&source=web&cd=2&cad=rja&ved=0CDMQFjAB&url=http%3A%2F%2Fslib.phys.msu.ru%2Fsl%2F85%2FTanaka%2520Y.%2520-%2520Ion%2520Exchange%2520Membranes-%2520Fundamentals%2520and%2520Applications%2520\(2007\)\(546s\).pdf&ei=6V\\_TUbmLEor48wT6poCQCw&usg=AFQjCNEiAnemQKBw\\_yKm5fWvYdww4oaPrw&sig2=OO\\_5UvoJ8yCM2whTR5j-Vw&bvm=bv.48705608,d.eWU](https://www.google.com.ec/url?sa=t&rct=j&q=&esrc=s&source=web&cd=2&cad=rja&ved=0CDMQFjAB&url=http%3A%2F%2Fslib.phys.msu.ru%2Fsl%2F85%2FTanaka%2520Y.%2520-%2520Ion%2520Exchange%2520Membranes-%2520Fundamentals%2520and%2520Applications%2520(2007)(546s).pdf&ei=6V_TUbmLEor48wT6poCQCw&usg=AFQjCNEiAnemQKBw_yKm5fWvYdww4oaPrw&sig2=OO_5UvoJ8yCM2whTR5j-Vw&bvm=bv.48705608,d.eWU) (Septiembre, 2012)
46. Texto Unificado de la Legislación Secundaria del Ministerio del Ambiente, publicado el 31 de marzo de 2003 en la Edición Especial No. 2 del Registro Oficial por Decreto Presidencial No. 3516, (Tulas, Libro VI, Anexos 1, 2 y 6)
47. Tsakiridis, P., Oustadakis, P., Katsiapi, A. y Agatzini-Leonardou, S. (2010). Hydrometallurgical process for Zn recovery from electric arc furnace dust (EAFD). Part II: Downstream processing and Zn recovery by electrowinning. *Journal of hazardous materials*, 179(1-3), 8-14.
48. Wills, B. (1994). *Tecnología de procesamiento de minerales: Tratamiento de menas y recuperación de minerales*. (1ra.ed.). México D.F., México: Limusa.
49. World Steel Association. (2013). *World crude steel output increases by 1.2% in 2012*. Recuperado de <http://www.worldsteel.org/media-centre/press-releases/2012/12-2012-crude-steel.html> (Febrero, 2013)
50. Xia, D. y Pickles, C. (1999). Caustic roasting and leaching of electric arc furnace dust. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 38(3), 175-186.
51. Xia, D. y Pickles, C. (2000). Microwave caustic leaching of electric arc furnace dust. *Minerals Engineering*, 13(1), 79-94.

52. Xu, T. (2005). Ion exchange membranes: State of their development and perspective. *Journal of membrane science*, 263(1), 1-29.
  
53. Youcai, Z. y Stanforth, R. (2000). Integrated hydrometallurgical process for production of Zn from electric arc furnace dust in alkaline medium. *Journal of Hazardous Materials*, B80, 223–240.

## **ANEXOS**

## ANEXO I

## NORMATIVA AMBIENTAL

Tabla AI.1. Límites máximos permisibles de descarga al sistema de alcantarillado público

Parámetros	Límite máximo permisible (m/L)
Aceites y grasas Sustancias solubles en hexano	100
Alkil mercurio	No detectable
Acidos o bases que puedan causar contaminación, sustancias explosivas o inflamables	Cero
Al	5,0
As total	0,1
Ba	5,0
Cd	0,02
CO <sub>3</sub> <sup>=</sup>	0,1
Caudal máximo	1,5 L/s veces el caudal promedio horario del sistema de alcantarillado
CN <sup>-</sup> total	1,0
Co total	0,5
Cu	1,0
Cloroformo Extracto carbón cloroformo (ECC)	0,1
Cl activo	0,5
Cr Hexavalente Cr+6	0,5
Compuestos fenólicos Expresado como fenol	0,2
Demanda Bioquímica de Oxígeno (5 días) D.B.O5.	250
Demanda Química de Oxígeno D.Q.O.	500
Dicloroetileno Dicloroetileno	1,0
P total	15
Fe total	25,0
Hidrocarburos totales de petróleo TPH	20
Mn total	10,0
Materia flotante Visible	Cero

**Tabla AI.1.** Límites máximos permisibles de descarga al sistema de alcantarillado público  
(Continuación)

Hg total	0,01
Ni	2,0
Nitrógeno total Kjeldahl	40
Ag	0,5
Pb	0,5
Potencial de hidrógeno	5-9
Sólidos sedimentables	20
Sólidos suspendidos totales	220
Sólidos totales	1 600
Se	0,5
SO <sub>4</sub> <sup>=</sup>	400
S	1,0
Temperatura	< 40
Tensoactivos sustancias activas al azul de metileno	2,0
Tricloroetileno tricloroetileno	1,0
Tetracloruro de carbono	1,0
Sulfuro de carbono	1,0
Compuestos organoclorados (totales)	
Concentración de organoclorados totales	0,05
Organofosforados y carbamatos (totales)	0,1
V	5,0
Zn	10

**Tabla AI.2.** Límites analíticos de detección para un contaminante en el suelo (elementos inorgánicos)

Sustancia	Unidades	Suelo
	(Concentración en Peso Seco)	
Arsénico (inorgánico)	mg/kg	5
Azufre (elemental)	mg/kg	250
Bario	mg/kg	200
Boro (soluble en agua caliente)	mg/kg	1
Cd	mg/kg	0.5
Cobalto	mg/kg	10
Cobre	mg/kg	30
Cr Total	mg/kg	20
Cr VI	mg/kg	2.5
Cianuro (libre)	mg/kg	0.25
Estaño	mg/kg	5
Flúor (total)	mg/kg	200
Mercurio	mg/kg	0.1
Molibdeno	mg/kg	2
Níquel	mg/kg	20
Pb	mg/kg	25
Selenio	mg/kg	1
Vanadio	mg/kg	25
Zn	mg/kg	60

**ANEXO II**

**CARACTERIZACIÓN DE LOS POLVOS DE ACERÍA**



**Ficha técnica #1**

Número de ensayos: CF01  
 Título de los ensayos: Propiedades físicas de la muestra de polvos de acería N°1  
 Tipo de ensayos: Granulometría  
 Tipo de muestras: Polvo de acería Muestra 1  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 21-01-2012

Objetivo: Determinar el diámetro de partícula del 80% del material pasado.

**Condiciones de operación**

Tipo de muestra	<b>Polvo de acería Muestra 1</b>
Cantidad de muestra (g)	<b>250</b>
Tiempo de tamizado (min)	<b>20</b>

**Resultado de la prueba:**

Malla (um)	Abertura de la malla (µm)	Peso retenido (g)	Peso Retenido (%)	Peso Retenido Acumulado (%)
25	710	0,10	0,04	0,04
30	600	0,80	0,32	0,36
35	500	2,10	0,84	1,20
40	425	0,10	0,04	1,24
45	355	5,60	2,24	3,48
50	300	6,90	2,76	6,25
60	250	7,70	3,08	9,33
70	212	14,90	5,97	15,30
80	180	11,20	4,49	19,78
100	150	23,40	9,37	29,15
150	106	47,00	18,82	47,98
180	80	15,50	6,21	54,19
200	75	37,70	15,10	69,28
270	53	47,20	18,90	88,19
325	45	9,40	3,76	91,95
400	38	6,80	2,72	94,67
>400	<38	13,30	5,33	100,00
<b>Alimentación recalculada</b>		249,70	100,00	

**Ejemplo de cálculo**

Del ensayo: CF1

Numero de malla: #30

**Porcentaje del peso retenido**

$$\% Wr = \frac{Wr}{Ar} * 100$$

$$\% Wr = \frac{0,8}{249,7} * 100$$

$$\% Wr = 0,32$$

Donde:

% Wr = Porcentaje del peso retenido (%).

Wr = Peso retenido (g)

Ar = Alimentación recalculada

### Porcentaje del peso retenido acumulado

$$\% Wra = \% Wr_{\#malla anterior} + \% Wr_{\#malla actual}$$

$$\% Wra = 0,04 + 0,32$$

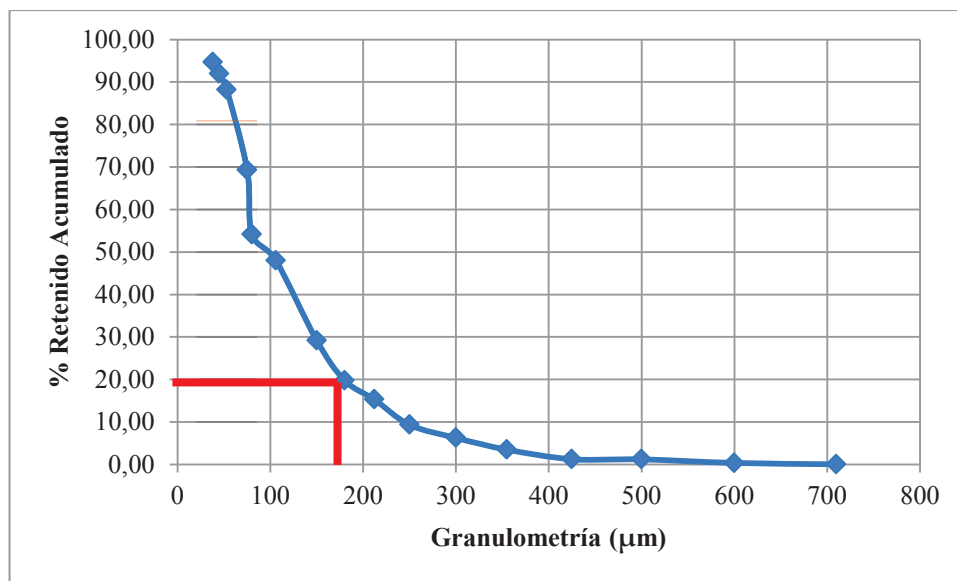
$$\% Wra = 0,36$$

Donde:

% Wra = Porcentaje del peso retenido acumulado (%).

### Análisis granulométrico:

Determinación del  $d_{80}$  del polvo de acería Muestra 1



$$d_{80} = 180 \mu\text{m}$$

### Ficha técnica #2

Número de ensayos: CF02  
 Título de los ensayos: Propiedades físicas de la muestra de polvos de acería N°2  
 Tipo de ensayos: Granulometría  
 Tipo de muestras: Polvo de acería Muestra 2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 22-01-2012

Objetivo: Determinar el diámetro de partícula del 80 % del material pasado.

#### Condiciones de operación

Tipo de muestra	Polvo de acería Muestra 2
Cantidad de muestra (g)	250
Tiempo de tamizado (min)	20

#### Resultado de la prueba:

Malla (um)	Abertura de la malla (µm)	Peso retenido (g)	Peso Retenido (%)	Peso Retenido Acumulado (%)
50	300	0,80	0,32	0,32
60	250	0,65	0,26	0,58
70	212	15,75	6,34	6,93
80	180	22,90	9,22	16,14
100	150	7,65	3,08	19,23
150	106	54,70	22,02	41,25
180	80	87,10	35,07	76,32
200	75	41,95	16,89	93,21
270	53	11,80	4,75	97,97
325	45	2,65	1,07	99,03
400	38	0,70	0,28	99,32
>400	<38	1,70	0,68	100,00
<b>Alimentación recalculada</b>		248,40	100,00	

#### Ejemplo de cálculo

Del ensayo: CF02  
 Numero de malla: #60

#### Porcentaje del peso retenido

$$\% Wr = \frac{Wr}{Ar} * 100$$

$$\% Wr = \frac{0,65}{248,4} * 100$$

$$\% Wr = 0,26$$

Donde:

% Wr = Porcentaje del peso retenido (%).

Wr = Peso retenido (g)

Ar = Alimentación recalculada (g)

### Porcentaje del peso retenido acumulado

$\% Wra = \% Wr_{\#malla anterior} + \% Wr_{\#malla actual}$

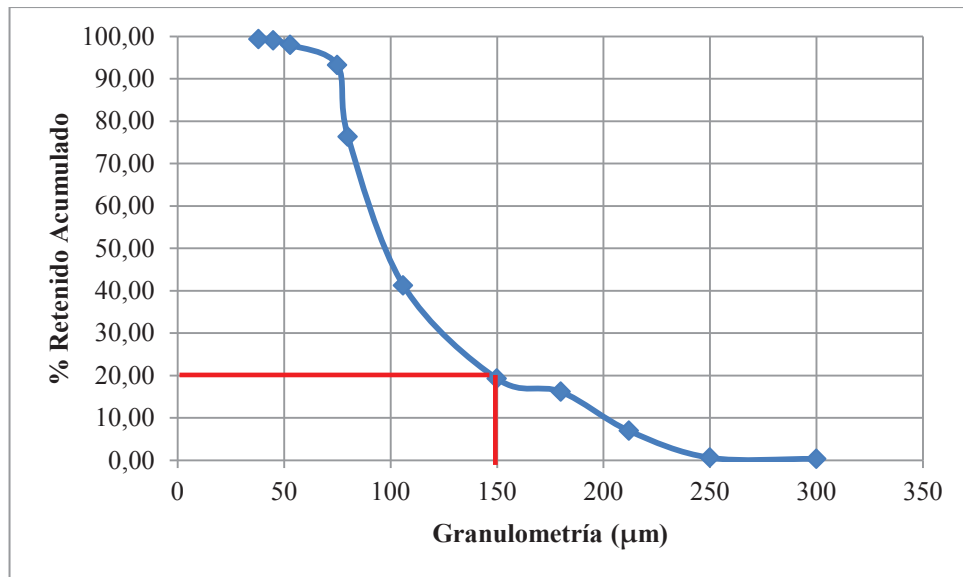
$\% Wra = 0,32 + 0,26$

$\% Wra = 0,58$

Donde:

% Wra = Porcentaje del peso retenido acumulado (%).

### Análisis granulométrico: Determinación del $d_{80}$ del polvo de acería Muestra 2



$d_{80} = 150 \mu\text{m}$

**Ficha técnica #3**

Número de ensayos: CF03  
 Título de los ensayos: Densidad aparente  
 Tipo de ensayos: Propiedades físicas de la materia prima  
 Tipo de muestra: Polvo de acería N°1 y N°2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 22-01-2012

Objetivo: Determinar la densidad aparente

**Resultado de la prueba:**

Tipo de muestra	Ensayo	Masa (g)	Volumen (mL)	Densidad aparente (g/mL)
Polvo de acería N°1	1	51,83	30	1,73
	2	49,57	30	1,65
	3	51,44	30	1,71
	Promedio			<b>1,70</b>

Tipo de muestra	Ensayo	Masa (g)	Volumen (mL)	Densidad aparente (g/mL)
Polvo de acería N°2	1	18,31	20	0,92
	2	17,90	20	0,90
	3	18,73	20	0,94
	Promedio			<b>0,92</b>

### Ficha técnica #4

Número de ensayos: CF04  
 Título de los ensayos: Densidad real  
 Tipo de ensayos: Propiedades físicas de la materia prima  
 Tipo de muestras: Polvo de acería N°1 y N°2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 22-01-2012

Objetivo: Determinar la densidad real

#### Resultado de la prueba:

		Polvo de acería N°1	Polvo de acería N°2
Peso picnometro	Wp	15,58	15,74
Peso picnometro + muestra	Wp+m	16,58	16,74
Peso muestra	Wm	1,00	1,00
Peso picnómetro + muestra + agua	Wp+m+a	42,30	42,28
Peso picnómetro + agua	Wp+a	41,63	41,66
<b>Densidad real</b>	<b>g/cm<sup>3</sup></b>	<b>2,97</b>	<b>2,62</b>

**Ficha técnica #5**

Número de ensayos: CQ01  
 Título de los ensayos: Determinación del pH  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas de la materia prima  
 Tipo de muestras: Polvo de acería N°1y N°2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 23-01-2012

Objetivo: Determinar el pH

**Resultado de la prueba:**

Tipo de muestra	Norma	Cantidad de muestra (g)	Cantidad de agua (mL)	Temperatura (°C)	Potencial hidrógeno (pH)	pH promedio
Polvo de acería N°1	INOLAB pH 720	20	30	20,5	13,12	13,12
	NMX-AA-25-1984	10	90	20,5	13,06	
Polvo de acería N°2	INOLAB pH 720	20	30	20,2	12,75	12,75
	NMX-AA-25-1984	10	90	19,9	12,63	

**Ficha técnica #6**

Número de ensayos: CQ02  
 Título de los ensayos: Determinación de compuestos metálicos cristalinos por DRX  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas de la materia prima  
 Tipo de muestras: Polvos de acería N°1 y N°2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 02-02-2012

Objetivo: Determinar la concentración de metales en cada muestra

**Resultado de la prueba:**

Mineral	Formula	Muestra 1 Contenido (%)	Muestra 2 Contenido (%)
Magnetita	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	20	5
Maghemita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	25	33
Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8	6
Grupo plagioclasa	(Na,Ca)Al(Si,Al)Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub>	9	4
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	10	4
Periclasa	MgO	23	8
Znita	ZnO	5	40
		100	100



**Ficha técnica #7**

Número de ensayos: CQ03  
 Título de los ensayos: Determinación de elementos químicos mayoritarios (MEB)  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas de la materia prima  
 Tipo de muestras: Polvos de acería N°1 y N°2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 02-02-2012

Objetivo: Determinar la concentración de metales en cada muestra

**Resultado de la prueba:**

	Muestra 1	Muestra 2
Elemento	%	%
Al	6,49	0,55
As	-	0,28
Ca	18,52	2,03
Fe	29,07	18,39
K	1,89	2,19
Mg	-	1,73
Mn	1,32	2,01
Na	4,82	6,30
O	8,42	27,19
Pb	3,10	3,12
Zn	19,00	33,34

**Ficha técnica #8**

Número de ensayos: CQ04  
 Título de los ensayos: Determinación de concentración de metales  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas de la materia prima  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 02-03-2012  
 Tipo de muestras: Polvos de acería Muestra N°1  
 Objetivo: Determinar la concentración de metales

**Resultado de la prueba:****Condiciones de disgregación del polvo de acería N°1**

	<b>D1</b>
<b>Masa de muestra (g)</b>	0,2226
<b>Insolubles recuperados (g)</b>	0,1278
<b>Borax</b>	1,5684
<b>Muestra insoluble(g)</b>	0,0078
<b>Temperatura (°C)</b>	950
<b>Tiempo de fundición (min)</b>	40

**Concentración de los elementos en el polvo de acería N°1**

		<b>Concentración (%)</b>			
		<b>Zn</b>	<b>Fe</b>	<b>Cd</b>	<b>Pb</b>
<b>Ensayo</b>	<b>D1</b>	5,84	23,41	0,00	0,15

**Balance metalúrgico del ensayo**

D#F: Solución fuerte; D#D: Solución débil; D#I: Solución de insolubles

	<b>Concentración de metal en solución (mg/l)</b>				<b>Concentración de metal en solución (%)</b>			
	<b>Zn</b>	<b>Fe</b>	<b>Cd</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Fe</b>	<b>Cd</b>	<b>Pb</b>
<b>D1F</b>	84,00	392,00	0,06	2,80	8,86	41,35	0,01	0,30
<b>D1D</b>	31,00	88,00	0,01	0,4	3,27	9,28	0,00	0,04
<b>D1I</b>	15,00	41,00	0,01	0,1	1,92	5,26	0,00	0,01
	<b>Masa de metal en la muestra</b>				0,01	0,05	0,00	0,00
	<b>Porcentaje de metal en la muestra</b>				5,84	23,41	0,00	0,15

### Ficha técnica #9

Número de ensayos: CQ05  
 Título de los ensayos: Determinación de la concentración de metales (Muestra 2)  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas de la materia prima  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 02-03-2012  
 Tipo de muestras: Polvos de acería Muestra N°2  
 Objetivo: Determinar la concentración de metales

#### Resultado de la prueba:

#### Condiciones de disgregación del polvo de acería N°2

	D1	D2	D3	D4	D5	D6
Masa de muestra (g)	0,1016	0,2520	0,4002	0,4049	0,4003	0,4013
Insolubles recuperados (g)	0,0227	0,0200	0,0773	0,0716	0,0720	0,0275
Borax	1,0092	0,5180	1,0003	1,0483	1,0034	1,0116
Muestra insoluble(g)	0,0086	0,0074	0,0688	0,0437	0,0145	0,0099
Temperatura (°C)	950	950	950	950	950	950
Tiempo de fundición (min)	40	40	35	30	30	30

#### Concentración de metales en los residuos de polvo de acería Muestra 2

		Concentración de metal (%)				
		Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Ensayo	D1	24,80	16,15	1,00	2,14	1,81
	D2	33,25	16,88	0,02	4,02	-
	D3	27,39	16,09	1,27	0,02	-
	D4	34,48	16,22	1,25	0,02	-
	D5	26,95	17,75	1,38	0,02	-
	D6	31,47	17,32	1,48	0,02	-
	Promedio	29,72	16,74	1,07	1,04	1,81

#### Balances metalúrgicos de cada ensayo

D#F: Solución fuerte; D#D: Solución débil; D#I: Solución de insolubles

	Concentración de metal en solución (mg/l)				Concentración de metal en solución (%)			
	Zn	Fe	Cd	Pb	Zn	Fe	Cd	Pb
D1F	240,50	148,00	8,40	17,50	30,48	18,76	1,06	2,22
D1D	10,50	14,51	1,60	2,40	1,33	1,84	0,20	0,30
D1I	0,99	1,58	0,20	1,80	1,15	1,84	0,23	2,09
	Masa de metal en la muestra				0,03	0,02	0,00	0,00
	Porcentaje de metal en la muestra				24,80	16,15	1,00	2,14

	Concentración de metal en solución (mg/l)				Concentración de metal en solución (%)			
	Zn	Fe	Cd	Pb	Zn	Fe	Cd	Pb
D2F	770,00	399,00	0,58	31,60	30,80	15,96	0,02	4,01
D2D	57,00	22,31	0,01	0,10	2,28	0,89	0,00	0,01
D2I	11,00	4,03	0,01	0,90	14,86	5,45	0,01	1,05
	Masa del metal en la muestra				0,08	0,04	0,00	0,01
	Porcentaje del metal en la muestra				33,25	16,88	0,02	4,02

	Concentración de metal en solución (mg/l)				Concentración de metal en solución (%)			
	Zn	Fe	Cd	Pb	Zn	Fe	Cd	Pb
D3F	385,00	91,00	12,50	0,25	11,92	2,82	0,39	0,01
D3D	689,00	478,00	36,80	0,51	21,34	14,80	1,14	0,02
D3I	22,00	75,00	1,60	0,06	3,20	10,90	0,23	0,01
	Masa del metal en la muestra				0,11	0,06	0,01	0,00
	Porcentaje del metal en la muestra				27,39	16,09	1,27	0,02

	Concentración de metal en solución (mg/l)				Concentración de metal en solución (%)			
	Zn	Fe	Cd	Pb	Zn	Fe	Cd	Pb
D4F	1100,00	439,00	23,70	0,69	33,00	13,17	0,71	0,02
D4D	279,00	192,00	26,20	0,17	8,37	5,76	0,79	0,01
D4I	17,00	25,73	0,90	0,01	3,89	5,89	0,21	0,00
	Masa del metal en la muestra				0,14	0,07	0,01	0,00
	Porcentaje del metal en la muestra				34,48	16,22	1,25	0,02

	Concentración de metal en solución (mg/l)				Concentración de metal en solución (%)			
	Zn	Fe	Cd	Pb	Zn	Fe	Cd	Pb
D5F	515,00	344,00	26,60	0,44	26,20	17,50	1,35	0,02
D5D	32,00	14,43	0,90	0,01	0,81	0,37	0,02	0,00
D5I	17,00	7,97	1,00	0,07	11,72	5,50	0,69	0,05
	Masa del metal en la muestra				0,11	0,07	0,01	0,00
	Porcentaje del metal en la muestra				26,95	17,75	1,38	0,02

	Concentración de metal en solución (mg/l)				Concentración de metal en solución (%)			
	Zn	Fe	Cd	Pb	Zn	Fe	Cd	Pb
D6F	239,00	133,00	10,90	0,12	31,97	17,79	1,46	0,02
D6D	55,00	24,55	1,80	0,02	1,47	0,66	0,05	0,00
D6I	13,00	5,69	2,90	0,01	13,13	5,75	2,93	0,01
	Masa del metal en la muestra				0,13	0,07	0,01	0,00
	Porcentaje del metal en la muestra				31,47	17,32	1,48	0,02

### Ficha técnica #10

Número de ensayos: CQ06  
 Título de los ensayos: Caracterización toxicológica  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas de los polvos de acería  
 Tipo de muestras: Polvo de acería N°1 y N°2  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 27-03-2012  
 Objetivo: Analizar la concentración de los elementos señalados en el test EPA 1311 (TCLP)

#### Condiciones de operación para el polvo de acería N°1

Cantidad de polvo de acería N°1 (g)	20
Cantidad de agua (mL)	400
Adición de ácido acético (mL)	5
pH inicial (mL)	13

#### Resultado de la prueba:

Caracterización toxicológica EPA (TCLP 1311) del extracto lixiviado del polvo de acería N°1

Elemento	Contenido del extracto lixiviado (mg/L)	Límite máximo permisible (mg/L)
Zn	1 450	10
Pb <sup>1</sup>	194	0,5
Vanadio <sup>2</sup>	20,1	5
Fe <sup>1</sup>	17,1	30
Cd <sup>1</sup>	5,9	1
Níquel <sup>2</sup>	0,13	2
Arsénico <sup>1</sup>	0,12	5
Cr total <sup>1</sup>	0,06	5
Bario <sup>1</sup>	<0,1	100
Mercurio <sup>1</sup>	<0,1	0,2
Selenio <sup>1</sup>	0,01	0,5
Plata <sup>1</sup>	<0,01	0,5

<sup>1</sup> Estándares U.S EPA 40CFR 261.24, EPA 2003

<sup>2</sup> Parámetro regulado por la Norma de descarga al sistema de alcantarillado público, 2002.

**Condiciones de operación para el polvo de acería N°2**

<b>Cantidad de polvo de acería N°2 (g)</b>	20
<b>Cantidad de agua (mL)</b>	400
<b>Adición de ácido acético (mL)</b>	4
<b>pH inicial</b>	4,7

**Resultado de la prueba:**

Caracterización toxicológica EPA (TCLP 1311) del extracto lixiviado del polvo de acería N°2

<b>Elemento</b>	<b>Contenido del extracto lixiviado (mg/L)</b>	<b>Límite máximo permisible (mg/L)</b>
Zn	7 800	10
Pb <sup>1</sup>	194	0,5
Níquel <sup>2</sup>	0,36	2
Cd <sup>1</sup>	11	1
Cr total <sup>1</sup>	0,08	5
Arsénico <sup>1</sup>	0,7	5
Fe <sup>1</sup>	0,06	30
Vanadio <sup>2</sup>	0,3	5
Bario <sup>1</sup>	0,2	100
Plata <sup>1</sup>	0,02	0,5
Mercurio <sup>1</sup>	< 0,1	0,2
Selenio <sup>1</sup>	0,1	0,5

1 Estándares U.S EPA 40CFR 261.24, EPA 2003

2 Sustancia regulada en la Norma de descarga al sistema de alcantarillado público, 2002.

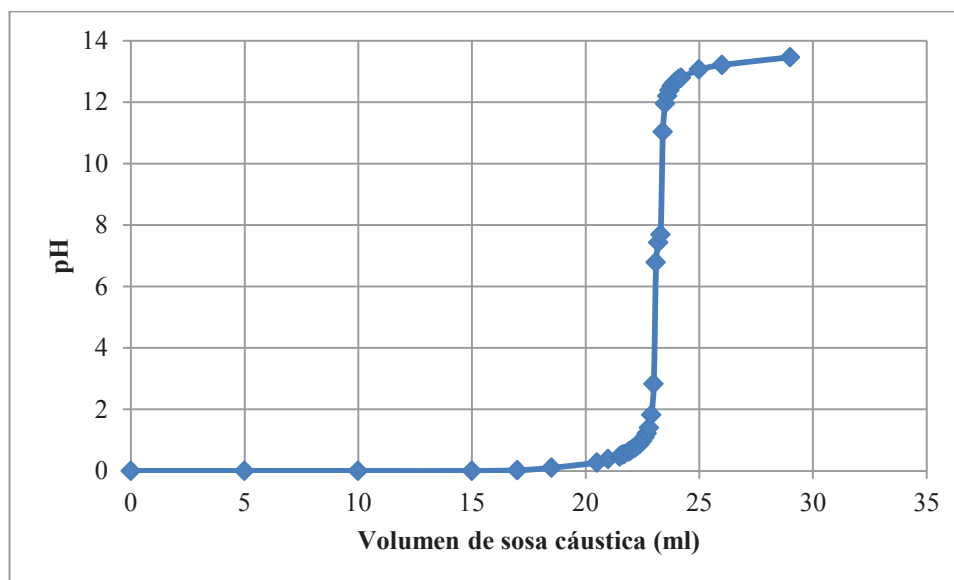
### Ficha técnica #11

Número de ensayos: CQ07  
 Título de los ensayos: Caracterización de HCl grado técnico  
 Tipo de ensayos: Propiedades químicas del HCl grado técnico  
 Tipo de muestras: HCl grado técnico  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 29-03-2012  
 Objetivo: Analizar la concentración del ácido y determinar la concentración de metales del mismo.

#### Determinación de la concentración del ácido

Se diluyeron 85 mL de HCl grado técnico a 250 mL usando agua destilada. De esta solución se tomó una alícuota de 25 mL para proceder a titularla con una solución de NaOH concentración 4M.

NaOH (mL)	pH	T (°C)
0	0	22
5	0	25
10	0	27,6
15	0	29,7
17	0,02	28,4
18,5	0,1	28,2
20,5	0,27	27,6
21,5	0,47	26
22	0,67	23,1
22,1	0,73	22,7
22,3	0,83	22,3
22,4	0,89	22,1
22,5	0,98	22
22,7	1,22	21,7
22,8	1,41	21,4
22,9	1,82	21,3
23	2,83	21,2
23,1	6,79	20,9
23,2	7,43	20,9
23,3	7,69	20,7
23,4	11,04	20,5
23,5	11,95	20,4
23,6	12,2	20,3
23,7	12,39	20,3
23,8	12,52	20,3
24,2	12,79	20
25	13,06	20
26	13,21	19,9
29	13,46	19,8



$$4M * 23,3 \text{ mL NaOH} = M_{HCl \text{ t\u00e9c}} * 25 \text{ mL HCl}_{\text{soluci\u00f3n}}$$

$$M_{\text{soluci\u00f3n}} = 3,73 \text{ M}$$

$$3,73M * 250 \text{ mL } M_{\text{soluci\u00f3n}} = M_{HCl \text{ t\u00e9c}} * 85 \text{ mL HCl}_{\text{t\u00e9cnico}}$$

$$M_{HCl \text{ t\u00e9c}} = 10,97M = 35,26\% \text{ }^w_w$$

### Determinaci\u00f3n de la concentraci\u00f3n de metales

Ensayo	D1	Concentraci\u00f3n (mg/L)				
		Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
		232	254,5	0,5	5	0,69



**Balance metalúrgico**

Se diluyeron 2 mL de HCl a 100 mL. Los valores de absorción atómica corresponden a la solución diluida. Para obtener los mg/L en el ácido sin diluir se procede de la siguiente manera:

$$\frac{mg}{L} = \frac{0,461 \text{ mg/L}}{2 \text{ mL}} * \frac{1000 \text{ mL}}{1 \text{ L}} = 230,50 \frac{mg}{L}$$

	(mL/g)	Zn		Fe		Cd		Pb	
		(mg/L)	$mg_{sol}$	(mg/L)	$mg_{sol}$	(mg/L)	$mg_{sol}$	(mg/L)	$mg_{sol}$
<b>Blanco 1</b>	100	4,61	0,461	4,98	0,498	0,01	0,00	0,10	0,01
	$\frac{mg}{L}$		230,50		249,00		0,50		5,00

	(mL)	Zn		Fe		Cd		Pb	
		(mg/L)	$mg_{sol}$	(mg/L)	$mg_{sol}$	(mg/L)	$mg_{sol}$	(mg/L)	$mg_{sol}$
<b>Blanco 2</b>	100	4,67	0,467	5,2	0,52	0,01	0,00	0,10	0,01
	$\frac{mg}{L}$		233,50		260,00		0,50		5,00

### Ficha técnica #12

Número de ensayos: CQ08  
 Título de los ensayos: Caracterización de ácido sulfúrico  
 Tipo de ensayos: Determinación de concentración de metales  
 Tipo de muestras: Ácido sulfúrico grado técnico  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 29-03-2012  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

#### Concentración de metales

Se determinó el promedio de concentración entre las concentraciones de dos muestras.

	Concentración (mg/L)				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Promedio	4,40	8,80	1,80	5,00	1,00

#### Balance metalúrgico

Se diluyeron 5 mL de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> a 100 mL. Los valores de absorción atómica corresponden a la solución diluida. Para obtener los mg/L en el ácido sin diluir se procede de la siguiente manera:

$$\frac{mg}{L} = \frac{0,016 \text{ mg}}{5 \text{ mL}} * \frac{1 \text{ 000 ml}}{1 \text{ L}} = 3,20 \frac{mg}{L}$$

	(mL)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mL)	(mg/L)
D14	100	0,16	0,016	0,31	0,031	0,08	0,01	0,20	0,02	0,05	0,01
		$\frac{mg}{l}$	3,20		6,20		1,60		4,00		1,00

	(mL)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mg/L)	mg <sub>sol</sub>	(mL)	(mg/L)
D17	100	0,28	0,028	0,57	0,057	0,1	0,01	0,30	0,03	0,05	0,01
		$\frac{mg}{l}$	5,60		11,40		2,00		6,00		1,00

### Ficha técnica #13

Número de ensayos: CQ09  
 Título de los ensayos: Caracterización preliminar de polvo de acería, muestra 1 y 2  
 Tipo de ensayos: Determinación preliminar de concentración de metales  
 Tipo de muestras: Residuos de polvos de acería  
 Número de muestra: RM-6830 Fecha: 29-03-2012  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en los residuos de polvos de acería

#### Resultados de microanalizador de fluorescencia de rayos X del microscopio electrónico de barrido MEB con software EDX

Se realizó una caracterización química preliminar de las 2 muestras de polvo de acería usando el microscopio electrónico de barrido (TESCAN VEGA) con microanalizador de rayos X (Bruker) cuyos resultados se muestran en la tabla. Estos resultados difieren de los presentados en la sección 3.1.3 ya que en éste caso el microanalizador del microscopio analiza la concentración de metales en sitios puntuales de la muestra, más no, en la totalidad de la misma.

	Muestra 1	Muestra 2
Elemento	%	%
Zn	19,00	33,34
O	8,42	27,19
Fe	29,07	18,39
Na	4,82	6,30
Pb	3,10	3,12
K	1,89	2,19
Ca	18,52	2,03
Mn	1,32	2,01
Mg	-	1,73
Al	6,49	0,55
As	-	0,28

De los resultados de la caracterización química preliminar se decidió trabajar con la muestra 2 en los ensayos de lixiviación por tener el mayor contenido de Zn y un menor contenido de Fe.

### **ANEXO III**

## **BALANCES METALÚRGICOS DE LA DETERMINACIÓN DE CONDICIONES DE LIXIVIACIÓN**

### Ficha técnica #13

Número de ensayos: LIX1  
 Título de los ensayos: 50 g/L HCl, 1 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

Masa lixiviada (g)	1,0100
Masa de polvo a disgregar (g)	0,1802
Insolubles totales (g)	0,0822
Insolubles a fusión (g)	0,0390

	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Sol. Solubles	103,00	10,51	487,00	49,69	0,09	0,01	1,10	0,11	16,00	1,63
Sol. Insolubles	7,10	-1,15	27,77	4,17	0,04	0,00	0,50	0,06	0,21	0,05
Metal en la muestra (mg)	0,01		0,05		0,00		0,00		0,00	
Metal en la muestra (%)	5,47		27,93		0,01		0,07		0,90	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	100,00	3 000,00	297,27	830,00	80,29	2,00	0,19	110,00	10,94	112,00	11,19
Sol. de lavado	100,00	94,00	9,40	30,00	3,00	0,13	0,01	7,10	0,71	6,28	0,63
Relave	0,23	5,47	12,43	27,93	63,51	0,01	0,01	0,07	0,17	0,90	2,04
Alimentación recalculada (mg)		319,10		146,80		0,22		11,82		13,86	
Alimentación recalculada (%)		31,59		14,53		0,02		1,17		1,37	

	Recuperación				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	93,16	54,69	88,09	92,55	80,74
Sol. de lavado	2,95	2,04	5,90	6,01	4,53
Relave	3,90	43,26	6,01	1,44	14,73
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #14

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 100 g/L HCl, 1 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

Masa lixiviada (g)	1,01
Masa de polvo a disgregar (g)	0,1161
Insolubles totales (g)	0,0574
Insolubles a fusión (g)	0,0177

	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Sol. Solubles	472,00	80,41	313,50	53,41	0,03	0,01	1,30	0,22	12,50	2,13
Sol. Insolubles	264,00	129,49	97,00	35,31	0,01	-0,04	1,30	0,31	0,59	0,29
Metal en la muestra (mg)	0,07		0,04		0,00		0,00		0,00	
Metal en la muestra (%)	60,40		32,39		0,00		0,16		1,12	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	100,00	1 350,00	129,54	1 044,00	98,99	1,97	0,19	130,00	12,88	128,00	12,79
Sol. de lavado	100,00	700,00	70,00	58,00	5,80	0,12	0,01	7,90	0,79	8,58	0,86
Relave	0,17	60,40	102,01	32,39	54,70	0,00	-0,01	0,16	0,27	1,12	1,89
Alimentación recalculada (mg)		301,55		159,49		0,19		13,94		15,54	
Alimentación recalculada (%)		29,86		15,79		0,02		1,38		1,54	

	Recuperación				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	42,96	62,07	96,40	92,40	82,29
Sol. de lavado	23,21	3,64	6,25	5,67	5,52
Relave	33,83	34,30	-2,65	1,93	12,18
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #15

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 150 g/L HCl, 1 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

		Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Masa lixiviada (g)	1,01										
Masa de polvo a disgregar (g)	0,1138										
Insolubles totales (g)	0,0828										
Insolubles a fusión (g)	0,0174										
Sol. Solubles		111,40	35,94	272,00	87,74	0,03	0,01	1,40	0,45	10,67	3,44
Sol. Insolubles		249,00	129,77	30,60	4,37	0,01	0,00	0,80	0,17	0,14	0,05
Metal en la muestra (mg)		0,03		0,03		0,00		0,00		0,00	
Metal en la muestra (%)		29,63		24,57		0,00		0,15		0,95	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	100,00	1 650,00	156,81	1 343,00	126,18	2,06	0,19	128,00	12,62	136,00	13,58
Sol. de lavado	100,00	700,00	70,00	61,50	6,15	0,12	0,01	7,10	0,71	8,17	0,82
Relave	0,17	29,63	50,67	24,57	42,01	0,00	0,01	0,15	0,26	0,95	1,62
Alimentación recalculada (mg)		277,48		174,34		0,21		13,59		16,02	
Alimentación recalculada (%)		27,47		17,26		0,02		1,35		1,59	

	Recuperación				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	56,51	72,37	91,61	92,90	84,80
Sol. de lavado	25,23	3,53	5,84	5,22	5,10
Relave	18,26	24,10	2,56	1,88	10,10
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #16

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 50 g/L HCl, 10 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

Masa lixiviada (g)	16,67	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Masa de polvo a disgregar (g)	0,4352										
Insolubles totales (g)	0,0754										
Insolubles a fusión (g)	0,0504										
Sol. Solubles		950,00	26,40	918,00	25,51	0,26	0,01	35,00	0,97	83,50	2,32
Sol. Insolubles		360,00	59,92	225,00	33,23	0,04	-0,02	2,20	0,19	1,06	0,19
Metal en la muestra (mg)		0,13		0,11		0,00		0,00		0,01	
Metal en la muestra (%)		28,77		24,94		0,00		0,83		1,94	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	250,00	9 300,00	2 320,89	0,14	-4,04	7,45	1,85	65,00	16,16	159,00	39,74
Sol. de lavado	250,00	2 185,00	546,25	0,05	0,01	2,09	0,52	10,30	2,58	26,50	6,63
Relave	9,99	28,77	2 872,87	24,94	2 490,81	0,00	0,40	0,83	82,49	1,94	193,75
Alimentación recalculada (mg)		5 740,01		2 486,79		2,78		101,23		240,11	
Alimentación recalculada (%)		34,43		14,92		0,02		0,61		1,44	

#### Recuperación

	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	40,43	-0,16	66,73	15,97	16,55
Sol. de lavado	9,52	0,00	18,81	2,54	2,76
Relave	50,05	100,16	14,46	81,49	80,69
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00



### Ficha técnica #17

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 100 g/L HCl, 10 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

Masa lixiviada (g)	11,11
Masa de polvo a disgregar (g)	0,4049
Insolubles totales (g)	0,1014
Insolubles a fusión (g)	0,0454

	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Sol. Solubles	388,00	12,78	954,00	31,43	0,21	0,01	26,00	0,86	45,00	1,48
Sol. Insolubles	291,00	61,54	56,00	9,80	0,03	0,00	14,30	3,09	0,47	0,10
Metal en la muestra (mg)	0,07		0,10		0,00		0,00		0,00	
Metal en la muestra (%)	16,48		24,66		0,01		0,99		1,12	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	100,00	22 350,00	2 229,43	4 800,00	474,48	15,70	1,56	590,00	58,88	863,00	86,29
Sol. de lavado	100,00	4 650,00	465,00	1 128,00	112,80	3,26	0,33	170,00	17,00	191,00	19,10
Relave	3,23	16,48	532,75	24,66	797,05	0,01	0,17	0,99	31,97	1,12	36,28
Alimentación recalculada (mg)		3 227,18		1 384,33		2,06		107,85		141,66	
Alimentación recalculada (%)		29,05		12,46		0,02		0,97		1,28	

	Recuperación				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	69,08	34,28	75,79	54,59	60,91
Sol. de lavado	14,41	8,15	15,86	15,76	13,48
Relave	16,51	57,58	8,35	29,64	25,61
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #18

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 150 g/L HCl, 10 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

Masa lixiviada (g)	11,11	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn			
		mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%		
Masa de polvo a disgregar (g)	0,4096	Sol. Solubles		399,00	13,72	966,00	33,21	0,13	0,00	8,60	0,30	33,00	1,13
Insolubles totales (g)	0,1187	Sol. Insolubles		251,00	29,85	66,00	6,80	0,04	0,00	0,60	0,04	0,79	0,10
Insolubles a fusión (g)	0,0802	Metal en la muestra (mg)		0,06		0,10		0,00		0,00		0,00	
		Metal en la muestra (%)		15,59		24,91		0,00		0,22		0,82	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	109,00	22 400,00	2 433,25	7 240,00	780,88	15,40	1,66	640,00	69,58	975,00	106,26
Sol. de lavado	100,00	4 000,00	400,00	1 796,00	179,60	3,03	0,30	280,00	28,00	235,00	23,50
Relave	2,00	15,59	312,03	24,91	498,79	0,00	0,07	0,22	4,37	0,82	16,50
Alimentación recalculada (mg)		3 145,28		1 459,27		2,03		101,95		146,26	
Alimentación recalculada (%)		28,31		13,13		0,02		0,92		0,88	

#### Recuperación

	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	77,36	53,51	81,62	68,25	72,65
Sol. de lavado	12,72	12,31	14,89	27,46	16,07
Relave	9,92	34,18	3,48	4,29	11,28
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #19

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 50 g/L HCl, 30 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

		Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Masa lixiviada (g)	42,86										
Masa de polvo a disgregar (g)	0,4038										
Insolubles totales (g)	0,0724										
Insolubles a fusión (g)	0,0429										
Sol. Solubles		1 450,00	43,75	560,00	16,90	0,45	0,01	54,00	1,63	52,00	1,57
Sol. Insolubles		18,00	1,49	31,80	4,73	0,05	0,01	0,50	0,06	0,45	0,10
Metal en la muestra (mg)			0,15		0,06		0,00		0,01		0,01
Metal en la muestra (%)			36,07		14,37		0,01		1,34		1,30

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	103,10	3 250,00	331,88	4,05	0,00	32,10	3,30	60,00	6,12	130,00	13,40
Sol. de lavado	100,00	240,00	24,00	3,47	0,35	11,90	1,19	18,00	1,80	40,00	4,00
Relave	37,81	36,07	13 637,47	14,37	5 433,82	0,01	4,45	1,34	507,99	1,30	490,90
Alimentación recalculada (mg)			13 993,35		5 434,17		8,94		515,90		508,29
Alimentación recalculada (%)			32,65		12,68		0,02		1,20		1,19

#### Recuperación

	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	2,37	0,00	36,94	1,19	2,64
Sol. de lavado	0,17	0,01	13,31	0,35	0,79
Relave	97,46	99,99	49,75	98,47	96,58
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #20

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 100 g/L HCl, 30 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

Masa lixiviada (g)	42,86
Masa de polvo a disgregar (g)	0,4061
Insolubles totales (g)	0,0687
Insolubles a fusión (g)	0,0218

	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Sol. Solubles	1 300,00	38,53	611,00	18,11	0,43	0,01	58,00	1,72	530,00	15,71
Sol. Insolubles	6,52	-2,33	27,80	7,48	0,05	0,01	0,30	0,02	0,26	0,11
Metal en la muestra (mg)	0,13		0,06		0,00		0,01		0,05	
Metal en la muestra (%)	31,89		15,45		0,01		1,43		13,06	

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	104,00	7 350,00	758,01	10,41	0,00	29,90	3,10	155,00	15,98	311,00	32,33
Sol. de lavado	102,00	6 350,00	647,24	3,86	-0,07	16,50	1,68	60,00	6,11	147,00	14,99
Relave	36,24	31,89	11 555,97	15,45	5 598,08	0,01	4,06	1,43	518,04	13,06	4 731,86
Alimentación recalculada (mg)		12 961,22		5 598,01		8,84		540,14		4 779,18	
Alimentación recalculada (%)		30,24		13,06		0,02		1,26		11,15	

	Recuperación				
	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
Sol. fuerte	5,85	0,00	35,03	2,96	0,68
Sol. de lavado	4,99	0,00	19,03	1,13	0,31
Relave	89,16	100,00	45,94	95,91	99,01
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

### Ficha técnica #21

Número de ensayos: LIX2  
 Título de los ensayos: 150 g/L HCl, 30 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Determinación de condiciones de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

#### Balance de disgregación de relave

		Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%	mg/L	%
Masa lixiviada (g)	42,86										
Masa de polvo a disgregar (g)	0,4152										
Insolubles totales (g)	0,0902										
Insolubles a fusión (g)	0,0268										
Sol. Solubles		750,00	23,08	275,00	8,46	0,16	0,00	23,00	0,71	26,00	0,80
Sol. Insolubles		48,00	17,91	32,20	12,01	0,02	0,01	2,00	0,75	14,50	5,41
Metal en la muestra (mg)			0,08		0,03		0,00		0,00		0,00
Metal en la muestra (%)			19,22		7,40		0,00		0,60		0,98

#### Balance global

	(ml ó g)	Zn		Fe		Cd		Pb		Mn	
		mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg	mg/l ó %	mg
Sol. fuerte	927,00	4 950,00	4 579,99	1,97	0,00	3,30	3,04	37,00	34,11	58,50	54,21
Sol. de lavado	104,00	12 700,00	1 320,80	8,40	0,87	7,10	0,74	69,00	7,18	64,50	6,71
Relave	32,23	19,22	6 194,44	7,40	2 384,63	0,00	1,40	0,60	194,06	0,98	314,38
Alimentación recalculada (mg)			12 095,23		2 385,50		5,18		235,35		375,30
Alimentación recalculada (%)			28,22		5,57		0,01		0,55		0,88

#### Recuperación

	Zn	Fe	Cd	Pb	Mn
	Sol. fuerte	37,87	0,00	58,74	14,49
Sol. de lavado	10,92	0,04	14,27	3,05	1,79
Relave	51,21	99,96	26,99	82,46	83,77
Total	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

**ANEXO IV****BALANCES METALÚRGICOS DEL ESTUDIO DE LA CINÉTICA DE  
LIXIVIACIÓN**

### Ficha técnica #22

Número de ensayos: C01  
 Título de los ensayos: Cinética, 150 g/L HCl, 30 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Estudio de la cinética de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Número de muestra: RM-6830  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 1-05-2012

[HCl] inicial (mol/L)	4,17	[HCl] técnico (mol/L)	11,68	% de Zn en la muestra	31,00	Blanco Zn (mg/L)	232,00				
Volumen de solución (mL)	0,05	Masa de muestra	21,43	% de Fe en la muestra	17,66	Blanco Fe (mg/L)	254,50	Recuperación			
t (h)	NaOH gastado (mL)	[HCl] inicial (mol/L)	HCl añadido (mL)	[HCl] final (mol/L)	pH antes	pH después	T (°C)	Zn (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn %	Fe %
0,00	0,00	4,17	0,00	4,17	4,00	0,00	19,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,50	0,65	2,60	10,45	4,05	5,48	1,63	30,00	59 500,00	0,45	44,72	0,00
1,00	0,95	3,80	2,46	4,14	2,00	0,00	28,40	3 450,00	180,00	62,69	8,93
1,50	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	27,00	3 250,00	265,00	61,45	13,81
2,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	27,00	3 750,00	465,00	70,92	24,49
3,00	0,95	3,80	2,46	4,14	0,00	0,00	27,10	2 950,00	355,00	55,77	18,62
4,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	27,70	59 500,00	12 575,00	58,44	34,52
6,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	27,70	64 000,00	10 650,00	62,87	29,18
8,00	1,04	4,17	0,00	5,77	0,00	0,00	27,70	66 850,00	11 000,00	65,67	30,15

### Ficha técnica #23

Número de ensayos: C02  
 Título de los ensayos: Cinética, 100 g/L HCl, 30 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Estudio de la cinética de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Número de muestra: RM-6830  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 3-05-2012

[HCl] inicial (mol/L)	2,78	[HCl] técnico (mol/L)	11,68	% de Zn en la muestra	31,00	Blanco Zn (mg/L)	232,00				
Volumen de solución (mL)	0,05	Masa de muestra	21,43	% de Fe en la muestra	17,66	Blanco Fe (mg/L)	254,50	Recuperación			
t (h)	NaOH gastado (mL)	[HCl] inicial (mol/L)	HCl añadido (mL)	[HCl] final (mol/L)	pH antes	pH después	T (°C)	Zn (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn %	Fe %
0,00	0,00	2,78	0,00	0,00	5,23	5,23	19,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,50	0,41	1,64	6,40	2,70	6,02	1,78	28,30	36 500,00	0,48	27,43	0,00
1,00	0,56	2,24	3,03	2,74	2,54	0,64	27,90	56 000,00	0,46	47,48	0,00
1,50	0,64	2,56	1,24	2,76	1,36	0,00	26,50	62 500,00	0,86	55,84	0,00
2,00	0,70	2,78	0,00	2,78	0,00	0,00	26,60	58 000,00	6,77	52,89	0,00
3,00	0,55	2,20	3,26	2,74	0,00	0,00	26,60	64 000,00	3,40	58,37	0,00
4,00	0,60	2,40	2,13	2,75	0,00	0,00	26,50	2 800,00	130,00	53,80	0,07
6,00	0,57	2,28	2,81	2,74	0,00	0,00	26,50	3 200,00	340,00	63,55	0,65
8,00	0,70	2,78	0,00	2,78	0,00	0,00	26,50	3 450,00	7 450,00	71,43	21,43



### Ficha técnica #24

Número de ensayos: C03  
 Título de los ensayos: Cinética, 50 g/L HCl, 30 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Estudio de la cinética de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Número de muestra: RM-6830  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 7-05-2012

[HCl] inicial (mol/L)	1,39	[HCl] técnico (mol/L)	11,68	% de Zn en la muestra	31,00	Blanco Zn (mg/L)	232,00				
Volumen de solución (mL)	0,05	Masa de muestra	21,43	% de Fe en la muestra	17,66	Blanco Fe (mg/L)	254,50	Recuperación			
t (h)	NaOH gastado (mL)	[HCl] inicial (mol/L)	HCl añadido (mL)	[HCl] final (mol/L)	pH antes	pH después	T (°C)	Zn (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn %	Fe %
0,00	0,00	1,39	0,00	0,00	6,12	6,12	18,60	0,00	0,00	0,00	0,00
0,50	0,22	0,88	2,48	1,36	8,35	2,29	23,84	19 150,00	0,00	14,39	0,00
1,00	0,26	1,04	1,70	1,37	4,26	1,35	23,50	29 750,00	0,00	23,47	0,00
1,50	0,25	1,00	1,90	1,36	2,51	0,00	22,03	31 150,00	0,00	25,37	0,00
2,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,58	0,58	22,03	38 650,00	0,01	32,58	0,00
3,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,55	0,55	22,03	29 050,00	0,01	24,48	0,00
4,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,42	0,42	22,03	34 050,00	0,01	28,69	0,00
6,00	0,32	1,28	0,53	1,38	0,30	0,00	22,03	34 850,00	0,01	29,37	0,00
8,00	0,55	2,20	0,00	1,45	0,00	0,00	22,03	34 600,00	0,01	29,44	0,00

### Ficha técnica #25

Número de ensayos: C04  
 Título de los ensayos: Cinética, 150 g/L HCl, 10 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Estudio de la cinética de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Número de muestra: RM-6830  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 9-05-2012

[HCl] inicial (mol/L)	1,39	[HCl] técnico (mol/L)	11,68	% de Zn en la muestra	31,00	Blanco Zn (mg/L)	232,00				
Volumen de solución (mL)	0,05	Masa de muestra	21,43	% de Fe en la muestra	17,66	Blanco Fe (mg/L)	254,50	Recuperación			
t (h)	NaOH gastado (mL)	[HCl] inicial (mol/L)	HCl añadido (mL)	[HCl] final (mol/L)	pH antes	pH después	T (°C)	Zn (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn %	Fe %
0,00	0,00	4,17	0,00	0,00	3,12	3,12	18,50	0,00	0,00	0,00	0,00
0,50	0,81	3,24	6,19	4,09	4,20	0,00	29,42	23 600,00	3 250,00	68,22	19,21
1,00	0,77	3,08	7,26	4,08	3,75	0,00	30,03	21 850,00	3 900,00	70,91	25,91
1,50	0,95	3,80	2,46	4,14	1,16	0,00	25,85	23 250,00	4 400,00	85,17	32,98
2,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	25,26	22 650,00	5 450,00	86,16	42,64
3,00	0,85	3,40	5,13	4,10	0,37	0,00	23,65	22 900,00	6 600,00	87,12	51,86
4,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	23,65	18 550,00	7 300,00	75,93	61,86
6,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	23,65	20 600,00	9 100,00	84,38	77,41
8,00	1,04	4,17	0,00	4,17	0,00	0,00	23,65	20 600,00	10 950,00	84,38	93,39

### Ficha técnica #26

Número de ensayos: C05  
 Título de los ensayos: Cinética, 100 g/L HCl, 10 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Estudio de la cinética de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Número de muestra: RM-6830  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 14-05-2012

[HCl] inicial (mol/L)	1,39	[HCl] técnico (mol/L)	11,68	% de Zn en la muestra	31,00	Blanco Zn (mg/L)	232,00				
Volumen de solución (mL)	0,05	Masa de muestra	21,43	% de Fe en la muestra	17,66	Blanco Fe (mg/L)	254,50	Recuperación			
t (h)	NaOH gastado (mL)	[HCl] inicial (mol/L)	HCl añadido (mL)	[HCl] final (mol/L)	pH antes	pH después	T (°C)	Zn (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn %	Fe %
0,00	0,00	2,78	0,00	0,00	3,84	3,84	18,51	0,00	0,00	0,00	0,00
0,50	0,50	2,00	4,38	2,72	4,63	1,95	24,07	22 400,00	2 550,00	64,82	20,35
1,00	0,66	2,64	0,79	2,77	3,77	0,48	22,52	21 700,00	3 050,00	68,25	26,44
1,50	0,59	2,36	2,36	2,75	1,13	0,00	20,42	23 400,00	3 750,00	74,67	33,12
2,00	0,70	2,78	0,00	2,78	0,00	0,00	20,42	23 400,00	4 350,00	77,84	40,11
3,00	0,60	2,40	2,13	2,75	0,10	0,00	20,42	21 750,00	4 850,00	72,33	44,81
4,00	0,70	2,78	0,00	2,78	0,00	0,00	20,42	21 050,00	5 400,00	72,58	51,78
6,00	0,70	2,78	0,00	2,78	0,00	0,00	20,42	16 550,00	4 700,00	57,00	44,95
8,00	0,70	2,78	0,00	2,78	0,00	0,00	20,42	17 000,00	6 450,00	58,56	62,02

### Ficha técnica #27

Número de ensayos: CQ06  
 Titulo de los ensayos: Cinética, 50 g/L HCl, 10 % de sólidos  
 Tipo de ensayos: Estudio de la cinética de lixiviación  
 Tipo de muestras: Polvo de acería (Muestra 2)  
 Número de muestra: RM-6830  
 Objetivo: Analizar la concentración de metales en el ácido

Fecha: 16-05-2012

[HCl] inicial (mol/L)	1,39	[HCl] técnico (mol/L)	11,68	% de Zn en la muestra	31,00	Blanco Zn (mg/L)	232,00				
Volumen de solución (mL)	0,05	Masa de muestra	21,43	% de Fe en la muestra	17,66	Blanco Fe (mg/L)	254,50	Recuperación			
t (h)	NaOH gastado (mL)	[HCl] inicial (mol/L)	HCl añadido (mL)	[HCl] final (mol/L)	pH antes	pH después	T (°C)	Zn (mg/L)	Fe (mg/L)	Zn %	Fe %
0,00	0,00	1,39	0,00	0,00	4,89	0,00	18,50	0,00	0,00	0,00	0,00
0,50	0,28	1,12	1,31	1,37	5,00	1,63	21,15	21 300,00	185,00	61,71	0,94
1,00	0,30	1,20	0,92	1,38	1,39	0,00	20,12	25 000,00	1 550,00	74,33	9,45
1,50	0,35	1,39	0,00	1,39	0,50	0,50	20,00	24 750,00	1 700,00	74,90	10,55
2,00	0,30	1,20	0,92	1,38	0,94	0,20	20,31	25 050,00	1 800,00	75,80	11,18
3,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,52	0,52	20,31	26 400,00	2 250,00	81,29	14,26
4,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,50	0,50	20,31	24 600,00	2 300,00	75,74	14,58
6,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,48	0,48	20,31	20 950,00	1 850,00	64,48	11,68
8,00	0,35	1,39	0,00	1,39	0,48	0,48	20,31	25 150,00	2 700,00	77,42	17,17

**ANEXO V**  
**CATÁLOGOS DE EQUIPOS Y MATERIALES SELECCIONADOS**

## Ficha técnica # 28

### Tanque agitado Henan Hongji Mine Machinery



parámetro	de la unidad	modelo				
		Jjc-1515	Jjc-2020	Jjc-2525	Jjc-3030	Jjc-3535
el tamaño del tanque	mm	& phi; 1500& veces; 1500	& phi; 2000& veces; 2000	& phi; 2500& veces; 2500	& phi; 3000& veces; 3000	& phi; 3500& veces; 3500
el volumen	m3	2.2	5.46	10.8	19	29
Diámetro del impulsor.	mm	& phi; 410	& phi; 630	& phi; 630	& phi; 900	& phi; 1000
la velocidad del impulsor	R/min	140	84.7	84.7	50	50
la concentración de la mezcla	%	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45
de energía	kw	1.5	2.2	2.2	4	4

<http://spanish.alibaba.com/product-gs/high-efficiency-leaching-stirred-tank-stirred-leaching-tank-698951174.html>

## Ficha técnica # 29

## Filtro prensa MC-Press, SIEMENS



General Dimensions and Press Weights									
Model	Chambers	Chamber Depth (mm)	Chamber Volume (L)	Filtering Area (M <sup>2</sup> )	Length (Overall) (mm)	Width (Overall) (mm)	Height (Overall) (mm)	Weight (Kg) With Diaphragm	Weight (Kg) No Diaphragm
H	12	40	747	44	5,835	3,400	4,600	28,600	24,900
	18	40	1,120	66	6,960	3,400	4,600	30,800	27,100
	24	40	1,493	88	7,875	3,400	4,600	33,000	29,300
	30	40	1,867	109	9,250	3,400	4,600	36,300	32,600
	36	40	2,240	131	11,070	3,400	4,600	37,800	34,100
	42	40	2,613	153	12,890	3,400	4,600	41,100	37,400
	48	40	2,987	175	14,710	3,400	4,600	43,400	39,700
	54	40	3,360	197	16,530	3,400	4,600	45,700	42,000
A	60	40	3,733	219	18,350	3,400	4,600	48,000	44,300
	50	40	3,111	182	12,020	3,860	4,600	55,200	51,500
	60	40	3,733	219	12,990	3,860	4,600	60,200	54,500
G	68	40	4,231	248	14,540	3,860	4,600	62,200	58,500
	76	40	4,729	277	16,505	4,260	5,540	78,000	71,000
	84	40	5,226	306	17,545	4,260	5,400	82,000	75,000
	92	40	5,724	335	18,400	4,260	5,400	85,000	78,000
	100	40	6,222	364	19,955	4,260	5,400	88,000	81,000
	120	40	7,466	437	23,110	4,260	5,400	92,000	89,000

[http://www.water.siemens.com/SiteCollectionDocuments/Product\\_Lines/Dewatering\\_Systems/Brochures/MCPress\\_filter\\_press\\_Spanish.pdf](http://www.water.siemens.com/SiteCollectionDocuments/Product_Lines/Dewatering_Systems/Brochures/MCPress_filter_press_Spanish.pdf)

## Ficha técnica # 30

**Membrana de intercambio catiónico usada en los ensayos de  
electrodeposición**

**Membrana de intercambio catiónico NEOSEPTA CMX**

Grade		Standard		Special						
		CMX	AMX	CIMS	CMB	AHA	ACM	ACS	AFN	AFX
Sodium Chloride	3%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
	20%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Sulfuric Acid	10%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
	40%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Hydrochloric Acid	10%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Nitric Acid	20%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Caustic Soda	5%	○	△	○	○	○	△	△	×	×
Ammonia	4%	○	△	○	○	○	○	△	×	×
Ethylene Glycol	50%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Phenol	7%	×	○	×	×	○	○	○	○	○
Acetone	30%	△	○	△	△	○	○	○	△	△
Dioxane	30%	△	△	△	△	○	△	△	△	△
Methanol	50%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Ethanol	50%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Acetic Acid	50%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Sodium Thiosulfate	3%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Citric Acid	50%	○	○	○	○	○	○	○	○	○
Strong Oxidizing Agent		×	×	×	×	×	×	×	×	×

○... Not attacked    △... Slightly attacked    ×... Attacked

ASTOM Corporation <http://www.astom-corp.jp/en/en-main2-neosepta.html>



Grade	CMX	AMX
Type	Strongly acidic cation permeable	Strongly basic anion permeable
Characteristics	High mechanical strength (Na-form)	High mechanical strength (Cl-form)
Electric Resistance	3.0	2.4
Burst Strength	$\geq 0.40$	$\geq 0.25$
Thickness	0.17	0.14
Application	Demineralization of whey Purification of organics Concentration of inorganics Demineralization of sucrose Desalination of ground water	Demineralization of whey Purification of organics Concentration of inorganics

\*1: Measurement basis-

Electric resistance : Equilibrated with a 0.5N-NaCl solution, at 25°C ( $\Omega$ -cm<sup>2</sup>)

Burst strength : Measured by a Mullen Burst Strength Device(MPa) Thickness : (mm)

\*2: The values in Table-1 are based on tests that we believe reliable, but not guaranteed values.

ASTOM Corporation <http://www.astom-corp.jp/en/en-main2-neosepta.html>

## Ficha técnica # 31

Membrana seleccionada para la planta de valorización de residuos de  
polvos de acería

**CMI-7000 Cation Exchange Membranes**  
Technical Specifications

Technical Specification	CMI-7000S
	Single Sheet
Functionality	Strong Acid Cation Exchange Membrane
Polymer Structure	Gel polystyrene cross linked with divinylbenzene
Functional Group	Sulphonic Acid
Ionic Form as Shipped	Sodium
Color	Brown
Standard Size : US : Metric	48in x 120in 1.2m x 3.1m
Standard Thickness (mils) (mm)	18±1 0.45±0.025
Electrical Resistance (Ohm.cm <sup>2</sup> ) 0.5 mol/L NaCl	<30
Permselectivity (%) 0.1 mol KCl/kg / 0.5 mol KCl/kg	94
Total Exchange Capacity (meq/g)	1.6±0.1
Water Permeability (ml/hr/ft <sup>2</sup> ) @5psi	<3
Mullen Burst Test strength (psi)	>80
Thermal Stability (°C)	90
Chemical Stability Range (pH)	1-10
Preconditioning Procedure	Membranes should be preconditioned by emersion in a 5% NaCl solution at 40°C for 24 hours to allow for membrane hydration and expansion.

Membrane International Inc. <http://www.membranesinternational.com/tech-cmi.htm>

**Price List**  
(Valid through December 2013)

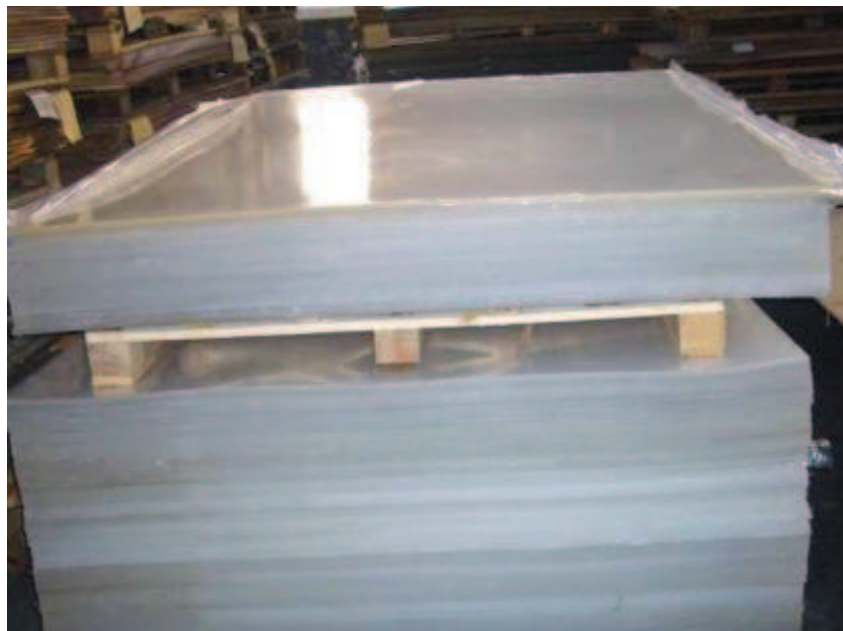
[Place an Order](#)

[Request a Sample](#)

<b>AMI-7001S/CMI-7000S Single Sheet</b>	<b>Price per sheet</b>	<b>Price/sqft</b>	<b>Price/m<sup>2</sup></b>
6" x 6" (15cm x 15cm) sample	No Charge		
48" x 20" (1.2m x 0.5m) sheet	\$125	\$18.75/sqft	\$208.33/m <sup>2</sup>
48" x 40" (1.2m x 1.0m) sheet	\$250	\$18.75/sqft	\$208.33/m <sup>2</sup>
48" x 80" (1.2m x 2.0m) sheet	\$300	\$11.25/sqft	\$125.00/m <sup>2</sup>
48" x 100" (1.2m x 2.5m) sheet	\$350	\$10.50/sqft	\$116.67/m <sup>2</sup>
48" x 120" (1.2m x 3.0m) sheet	\$400	\$10.00/sqft	\$111.11/m <sup>2</sup>

<b>AMI-7001CR Continuous Roll</b>	<b>Price per roll</b>	<b>Price/sqft</b>	<b>Price/m<sup>2</sup></b>
48" x 60 feet (1.2m x 33.25m) roll	\$1,920	\$8.00/sqft	\$87.67/m <sup>2</sup>
48" x 120 feet (1.2m x 36.50m) roll	\$3,840	\$8.00/sqft	\$87.67/m <sup>2</sup>

Membrane International Inc. [http://www.membranesinternational.com/tech\\_pricelist.htm](http://www.membranesinternational.com/tech_pricelist.htm)

**Ficha técnica # 32****Acrílico usado en la construcción de la celda bi-electrolítica**

<b>Descripción</b>	<b>Valor</b>
Acrílico 6mm de espesor	65.14 \$/m <sup>2</sup>

Precio proporcionado por Distriacrílicos, Madrid E13-117 y Lugo, Quito-Ecuador

## ANEXO VI

### DIMENSIONAMIENTO DE CELDA BI-ELECTROLÍTICA Y DETERMINACIÓN DEL CONSUMO ELÉCTRICO

Para dimensionar la celda bi-electrolítica y establecer el consumo eléctrico de la misma primero se definieron los siguientes datos según los resultados de los ensayos de procesos anteriores para determinar la concentración de Zn en solución antes del proceso de electrodeposición:

**Tabla AV.1.** Parámetros para el dimensionamiento de la celda bi-electrolítica

<b>Volumen de solución (m<sup>3</sup>)</b>	7,42
<b>Número de celdas</b>	8
<b>Zn en solución (kg)</b>	75,42
<b>Densidad de corriente (A/m<sup>2</sup>)</b>	725
<b>Largo (m)</b>	4
<b>Ancho (m)</b>	0,25

El numero de celdas así como el largo y ancho de las mismas se fue variando hasta conseguir un área de membrana adecuada para obtener tiempos de operación menores a 24 h realizando los cálculos mostrados a continuación:

Se divide el volumen total de solución para el número de celdas seleccionado

$$\text{volumen}_{\text{c/celda}} = \frac{7,42 \text{ m}^3}{8} = 0,93 \text{ m}^3 \quad [\text{AV.1}]$$

Se calcula la altura mojada de la celda que también sería la altura mojada de la membrana dividiendo el volumen de cada celda para la altura y ancho establecidos.

$$\text{Altura mojada} = \frac{0,93 \text{ m}^3}{4 \text{ m} \times 0,25 \text{ m}} = 0,93 \text{ m} \quad [\text{AV.2}]$$

Se calcula el área mojada de la membrana multiplicando la altura mojada de la misma por el largo de la celda a través del cual va a ir colocada la membrana.

$$\text{Área mojada} = 0,93 \text{ m} \times 4 \text{ m} = 3,71 \text{ m}^2 \quad [\text{AV.3}]$$

Para calcular los amperios necesarios para alcanzar la densidad de corriente deseada se usa la ecuación [1.20].

$$I = 725 \frac{\text{A}}{\text{m}^2} \times 3,71 \text{ m}^2 = 2\,689,75 \text{ A} \quad [\text{AV.4}]$$

Todos los datos obtenidos se condensan en la ecuación [1.19] para obtener el tiempo de operación de la celda.

$$t_{\text{op}} = \frac{75,42 \text{ kg} \times 2 \text{ eq} \times 96\,500 \frac{\text{C}}{\text{eq}}}{65,4 \frac{\text{g Zn}}{\text{mol Zn}} \times 2\,689,75 \text{ A}} \times \frac{1\,000 \text{ g}}{1 \text{ kg}} \times \frac{1 \text{ h}}{3\,600 \text{ s}} = 23 \text{ h} \quad [\text{AV.5}]$$

Para obtener el voltaje aplicado a las celdas según la intensidad de corriente aplicada se calculó la resistencia eléctrica del sistema. Para esto se midió la conductividad de las soluciones de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  y lixiviada. Se simplificó la ecuación hasta llegar a la ecuación mostrada a continuación y se procedió con el cálculo.

$$R = \frac{C_{\text{Sol H}_2\text{SO}_4} \times C_{\text{lixiviado}}}{\text{Área mojada}} \quad [\text{AV.6}]$$

$$R = \frac{3,5 \text{ s} \times 0,001635 \text{ s}}{3,71 \text{ m}^2} = 0,001542 \, \Omega \quad [\text{AV.7}]$$

$$V = \frac{I}{R} \quad [\text{AV.8}]$$

$$v = \frac{2\,689,75\text{ A}}{0,001542\ \Omega} = 4,15\text{ v} \quad [\text{AV.9}]$$

El consumo eléctrico se calculó tomando en cuenta la intensidad de corriente, el voltaje aplicado y el tiempo de operación necesario tal como se muestra a continuación:

$$\text{Consumo eléctrico} = I \times v \times t_{\text{op}} \quad [\text{AV.10}]$$

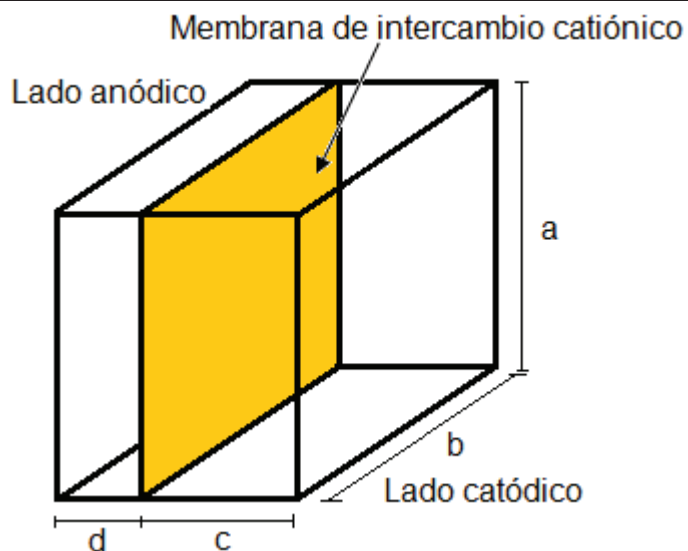
$$\text{Consumo eléctrico} = \frac{2\,689,75\text{ A} \times 4,15\text{ v} \times 3\text{ h}}{1\,000} = 256,5\text{ kWh} \quad [\text{AV.11}]$$

Todos los parámetros calculados se presentan resumidos en las siguientes tablas y además se presenta un esquema de la celda con sus respectivas dimensiones.

**Tabla AV.2.** Parámetros de operación de la celda bi-electrolítica

<b>Resistencia eléctrica (<math>\Omega</math>)</b>	0,001542
<b>Voltaje (v)</b>	4,15
<b>Consumo eléctrico (kWh)</b>	256,5
<b>Altura mojada (m)</b>	0,93
<b>Área mojada (<math>\text{m}^2</math>)</b>	3,71
<b>Amperaje (A)</b>	2 689,75
<b>Tiempo de operación (h)</b>	22,99

La altura de la celda se sobredimensionó en un 20% para evitar derrames de las soluciones que contiene.



**Figura AV.1.** Esquema de dimensiones de la celda bi-electrolítica para la planta de valorización de los residuos de polvos de acería

Las dimensiones calculadas a partir del volumen los parámetros mostrados en la Tabla AV.1 se muestran en la Tabla AV.3.

**Tabla AV.3.** Dimensiones de la celda bi-electrolítica para la planta de valorización de los residuos de polvos de acería

Medida	Valor (m)
a	1,11
b	4
c (Lado catiónico)	0,25
d (Lado aniónico)	0,14