

OBTENCIÓN DE PLOMO METÁLICO A PARTIR DE CONCENTRADOS SULFUROSOS MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN ELECTROLÍTICA

**Luis Fernando Maldonado Guillén
Fausto Balderrama Flores**

Carrera de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales, Universidad Técnica de Oruro

RESUMEN

El trabajo en sí, investiga la obtención de plomo metálico a partir de sus concentrados sulfurosos mediante el proceso de electrolixiviación a nivel de laboratorio. Un concentrado con una ley de 48% de plomo y con un tamaño de partícula de -65# es disuelto anódicamente en una celda electrolítica de diafragma con un ánodo de grafito y un cátodo de plomo. Inicialmente se probaron diferentes electrolitos tales como: nitrato de plomo+nitrato de potasio, acetato de plomo, fluosilicato de plomo y cloruro de plomo+cloruro de sodio, siendo este último el de mejor desempeño en términos de eficiencia de corriente catódica y consumo de energía a un pH ácido de 1,5.

Las variables de estudio son la concentración inicial de plomo iónico, temperatura y la densidad de corriente. La temperatura y la densidad de corriente resultan ser las variables con influencias más significativas en el proceso de electrolixiviación.

Los valores óptimos de las tres variables son como sigue: concentración inicial de plomo iónico de 0.98 g/l, temperatura de 66 °C y densidad de corriente de 89 A/m² con los cuales se obtienen una eficiencia de corriente de 88.2% y un consumo de energía de 0.71 Kw-h/kg de plomo para pruebas de 4 horas.

Con los niveles optimizados de las tres variables se realiza una prueba de 26 horas, donde el contenido de plomo desciende desde 48.02% hasta un 2.93%, lo que representa una recuperación del 93.9% de plomo, con un voltaje de celda promedio de 2.59 voltios y un consumo de energía de 1.15 Kw-h/kg de plomo producido para una eficiencia catódica global de 58.2%.

La calidad del producto metálico seco según el análisis químico es el siguiente:

Pb = 87.55%

Sb = 0.97%

Ag = 5.36 DM

1. INTRODUCCIÓN

Bolivia es un país con pocas posibilidades de desarrollo; sin embargo, es rico en recursos naturales y exporta principalmente materias primas sin ningún valor agregado, en lugar de productos terminados, dentro las exportaciones mineras los concentrados mixtos de sulfuros de plomo, plata y zinc son bastante representativos.

La cotización del plomo registra un aumento considerable a lo largo de los últimos años desde 0.18 \$us/lbf en 1993 hasta 0.45 \$us/lbf el 2004 y una cotización de 0.53 \$us/lbf en enero de 2006. Bolivia alcanza un repunte en exportaciones de plomo pues en los primeros cinco meses del 2003 exportó \$us 1.8 millones y en el mismo período del 2004 alcanzó a \$us 4.3 millones, lo que representa un

crecimiento del 134%, siendo un total de \$us 7.6 millones en el año 2004 y de \$us 8.7 millones el año 2005, lo que representa un aumento del 14.1%^[5].

Es imprescindible buscar otras tecnologías más limpias, que permitan dar valor agregado a nuestros recursos naturales de exportación, obteniendo en una primera etapa el metálico a partir de los concentrados, evitando y/o minimizando los problemas de polución por SO₂ emitido por etapas convencionales de la pirometalurgia y ahorrando lo posible en energía.

2. OBJETIVOS Y ALCANCES

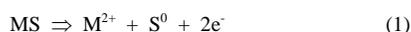
- Determinar la factibilidad técnica de la obtención de plomo metálico a partir de concentrados sulfurosos de plomo mediante el proceso de electrolixiviación.
- Determinar el tipo de electrolito más adecuado en el proceso de electrolixiviación de concentrados de plomo.
- Determinar la influencia de la densidad de corriente, temperatura y concentración de plomo iónico en el proceso.
- Determinar los valores óptimos de las variables en el proceso.
- Determinar el comportamiento de los metales acompañantes durante el proceso de electrolixiviación.

El presente estudio de tipo exploratorio fue realizado a nivel de laboratorio, en pruebas de tipo batch y se estudiaron las variables más importantes e influyentes en el proceso de electrolixiviación de concentrados sulfurosos de plomo.

3. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

Los sulfuros metálicos son materiales semiconductores, por lo que fácilmente conducen corriente eléctrica a temperatura ambiente. Ya en 1882, Marchese^[2] sugirió que esta propiedad fuera utilizada para descomponer sulfuros en sus componentes usando corriente eléctrica. Esta tecnología puede ser aplicada a sulfuros que se encuentran ya sea en presencia de un electrolito acuoso o en su estado fundido en medio clorurado.

En el método de la disolución anódica los sulfuros son moldeados en forma de ánodos y electrolizados usando un electrolito acuoso a temperatura ambiente, la siguiente reacción tomará lugar en el ánodo:



El metal pasa a la solución mientras el azufre elemental permanece adherido al ánodo en la forma de lodo, el cual puede ser fácilmente separado y recuperado (figura 1). En el cátodo la siguiente reacción tendrá lugar:



Así, la ventaja de este proceso es que el metal y el azufre elemental son obtenidos en un único paso. Los sulfuros metálicos pueden ser fundidos y moldeados en la forma de electrodos mecánicamente fuertes lo suficiente para poder realizar las anteriores reacciones. Sin embargo, dado que un cierto número de sulfuros existen en la naturaleza como minerales importantes para metales tales como cobre, plomo, zinc, níquel y molibdeno, Marchese^[2] también considero que tal materia prima podía ser directamente usada en

forma de terrones o en polvo para recuperar el metal a partir de la mena sin fundirla.

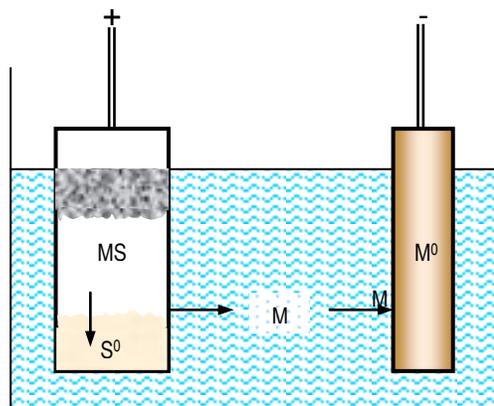


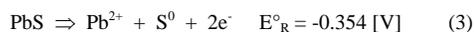
Figura 1. Disolución anódica.

A través del cálculo del cambio de energía libre de Gibbs de las medias reacciones de celda, es posible predecir que reacciones tendrían lugar preferentemente como procesos anódicos en primera instancia y catódicos en consecuencia, se presentan los valores de E°_R en condiciones estándar de las posibles reacciones en términos de voltios. Según^[4]:

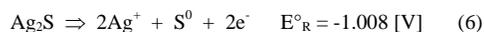
$$\Delta G^{\circ}_R = \sum \Delta G^{\circ}_f \text{ productos} - \sum \Delta G^{\circ}_f \text{ reactantes}$$

$$\Delta G^{\circ}_R = -nFE^{\circ}_R$$

En principio se analiza el caso de la disolución de PbS, a pesar de que el potencial es negativo y relativamente pequeño, este indica que la reacción no es espontánea, lo que implica la necesidad de una energía externa para impulsarla. Igualmente el proceso catódico no es espontáneo, asumiendo que se tratara de esta especie la disuelta en el proceso anódico, por lo que el potencial de la reacción global también será negativo, según:



Por otro lado, el análisis de la disolución de Ag₂S no es menos importante, tratándose de un metal más noble se podría esperar un comportamiento preferencial por este metal; sin embargo, la media reacción de celda de disolución tiene un potencial muy negativo en comparación con la disolución de galena, lo que permitiría afirmar que el sulfuro de plomo es disuelto preferencialmente frente al sulfuro de plata evitando la selectiva deposición de plata suponiendo que esta especie estuviera presente en solución.



El análisis del caso de posible disolución y deposición de zinc es igualmente imprescindible, por el mismo hecho de que el potencial estándar de la reacción de disolución de la blenda, ZnS, es menos negativo en comparación con el de la galena, lo que indica una segura disolución de este sulfuro, pero la casi despreciable espontaneidad de la reacción de reducción del catión zinc confirma la difícil deposición de zinc metálico.



Para el caso de la disolución de pirita también se tiene un potencial estándar más negativo en comparación con el de la galena, lo que indica una difícil disolución de este mineral. La deposición de hierro en el cátodo también es poco probable como indica el potencial de reducción más negativo para este metal.

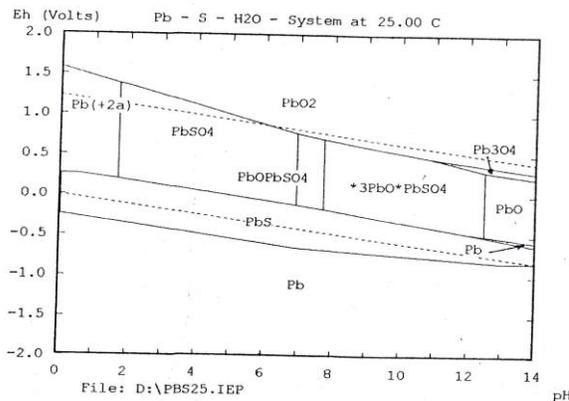
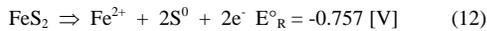


Figura 2. Diagrama Eh-pH del sistema Pb-S-H₂O^[3] a 25 °C.

4. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

La celda electrolítica está formada de la siguiente manera, como muestra la figura 3:

1. Recipiente de vidrio tipo prisma rectangular de 1200 mL
2. Calentadores portátiles
3. Ánodo de grafito
4. Concentrado de sulfuro de plomo
5. Reóstato
6. Electrolito
7. Cátodo de cobre/plomo
8. Diafragma sintético poroso de separación
9. Agitador magnético/pastilla magnética de agitación
10. Rectificador de corriente
11. Bomba peristáltica

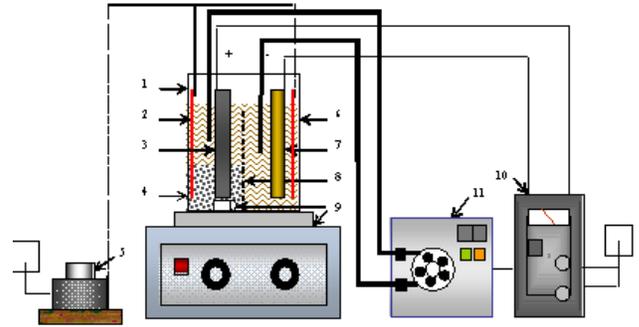


Figura 3. Diagrama del equipo experimental a escala laboratorio.

- Se realiza la molienda del concentrado de sulfuro de plomo hasta un $d_{80} = -65 \text{ \#}$.
- Se obtienen las sales de plomo de los electrolitos utilizados disolviendo óxido de plomo PbO en ácido clorhídrico concentrado para el cloruro de plomo; de igual manera, para obtener acetato de plomo se hace reacción con ácido acético, para nitrato de plomo se disuelve el óxido en ácido nítrico y finalmente para el fluosilicato de plomo se disuelve el óxido en ácido fluosilícico.
- Se disuelve 200 g de cloruro de sodio NaCl en 500 ml de agua destilada caliente para las pruebas con electrolito clorurado. A esta solución se añade 0.5 mL de HCl concentrado y se afora en una probeta hasta 800 ml para obtener un electrolito de 250 g/l de cloruro de sodio con un pH aproximado de 1.5.
- En el compartimiento anódico del recipiente de vidrio se introduce la pastilla de agitación, 100 g del concentrado, un calentador portátil y el ánodo de grafito; en el compartimiento catódico se introduce el cátodo de cobre o plomo y otro calentador portátil; finalmente se vierte a ambos compartimientos el electrolito caliente.
- Se miden las dimensiones del cátodo sumergido en el electrolito para calcular el área catódica, a partir de este dato y de la densidad de corriente establecida se calcula la intensidad de corriente para las correspondientes pruebas.
- Se usa una bomba peristáltica para proveer una mayor circulación del electrolito enriquecido con plomo iónico desde el compartimiento anódico al catódico.
- Al decorrer de cada prueba se controla la temperatura y pH del electrolito, y la intensidad de corriente para mantener sus valores constantes.
- También se mide el voltaje de celda y se muestrea la solución electrolítica y el mineral para análisis químico.

5. RESULTADOS Y DISCUSIONES

Tipo de Electrolito

Para determinar el tipo de electrolito más adecuado para el proceso, se llevaron a cabo pruebas con diferentes electrolitos adecuados para la disolución de sales de plomo, los resultados se encuentran en la tabla 1 y en las figuras 4, 5 y 6.

Condiciones Experimentales

Temperatura	55 °C
Tiempo de Prueba	4 h
Densidad de Corriente	100 A/m ²
Masa de Mineral inicial	100 g
Ánodo	Grafito
Volumen de Electrolito	800 ml
Cátodo	Cobre
pH	1.5

TABLA 1. Resultados de la etapa de elección de electrolito.

Prueba N°	Tipo de Electrolito	Pb ²⁺ (g/l)	I (A)	V (volt)	Masa Min. Residuo (g)	Masa depósito (g)	Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)
1	Pb(NO ₃) ₂ + KNO ₃	50	1,04	3,70	96,0	2,3	16,0	7,19
2	Pb(Ac) ₂	50	1,09	13,47	94,1	3,8	21,1	16,56
3	PbSiF ₆	50	1,03	2,93	96,4	8,5	49,9	1,52
4	PbCl ₂ + NaCl	15	1,01	2,24	82,9	15,1	90,0	0,64

De los cuatro electrolitos el mejor es el de cloruro de plomo más cloruro de sodio, con este electrolito se alcanza una mayor eficiencia de corriente de 90% porque dicho electrolito provee mejores condiciones de disolución del mineral, lo que implica una mayor cantidad de depósito. También se obtiene un menor consumo de energía de 0.64 kw-h/kg de plomo producido, debido a la mayor conductibilidad de este electrolito ya que se trata de una sal con alto grado de disociación, lo que implica un menor voltaje de celda.

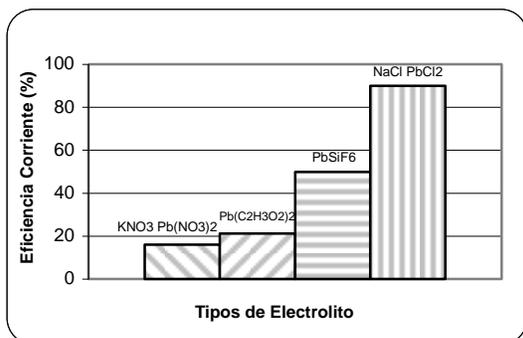


Figura 4. Eficiencia de corriente en la electrolixiviación para diferentes electrolitos.

El comportamiento de la concentración de plomo iónico en las 4 pruebas mostradas en la figura 6, indica un consumo notorio del plomo iónico inicial en solución a través de la deposición directa del mismo en el cátodo, lo que demuestra que no se alcanza el equilibrio entre la disolución del mineral y la deposición del metal manteniendo constante la concentración del plomo iónico. La concentración de plomo iónico inicial para el electrolito de cloruro de plomo más cloruro de sodio, es menor comparada con las utilizadas en las demás pruebas, debido a la baja solubilidad del cloruro de plomo.

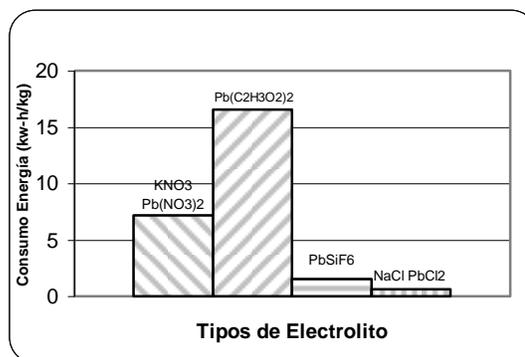


Figura 5. Consumo de energía en la electrolixiviación para diferentes electrolitos.

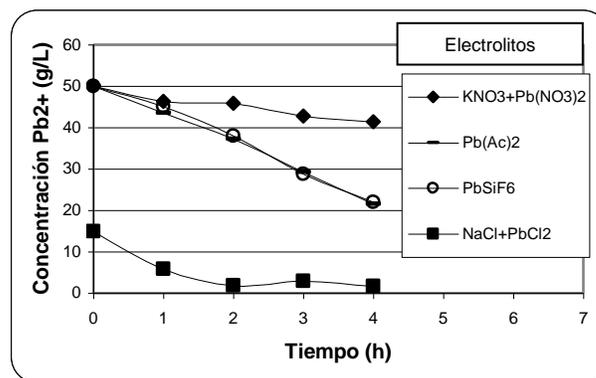


Figura 6. Comportamiento de la concentración de Pb²⁺ en los diferentes electrolitos.

5.1. Calidad del depósito metálico

Este producto, luego de filtrado, lavado y secado en condiciones normales de medio ambiente, se oxida rápidamente. La oxidación del metálico en la etapa de secado se debe a que dicho producto posee una superficie específica de contacto muy grande con el aire; por tanto se asume que el producto seco pesado se encuentra como óxido de plomo, PbO, por lo que para realizar los cálculos de eficiencia de corriente y consumo de energía, se utiliza el factor de

0,93. Este factor se deduce del contenido estequiométrico del PbO de 93% de plomo.

5.3. Concentración de Pb²⁺ en solución

Con el propósito de encontrar un nivel de referencia para la concentración de plomo, se realiza la prueba 5 en ausencia de plomo iónico en electrolito. Los resultados de esta prueba se encuentran en la tabla 2 y figura 7.

TABLA 2. Resultados para la electrolixiviación con plomo iónico inicial cero en electrolito.

Prueba N°	Tipo de Electrolito	Pb ²⁺ (g/l)	I (A)	V (volt)	Masa Min Residuo (g)	Masa Dep (g)	Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)
5	NaCl	0	0,83	2,80	90,1	9,5	68,6	1,06

La totalidad del depósito metálico proviene de la disolución del mineral, por lo que la eficiencia de corriente catódica al final de la prueba es menor, debido a la formación de hidrógeno gaseoso como proceso catódico en la primera hora de prueba, el consumo de energía también es afectado negativamente; sin embargo, la disolución en el ánodo se lleva a cabo invariablemente y reitera la fuerte disolución que se obtiene con este electrolito.

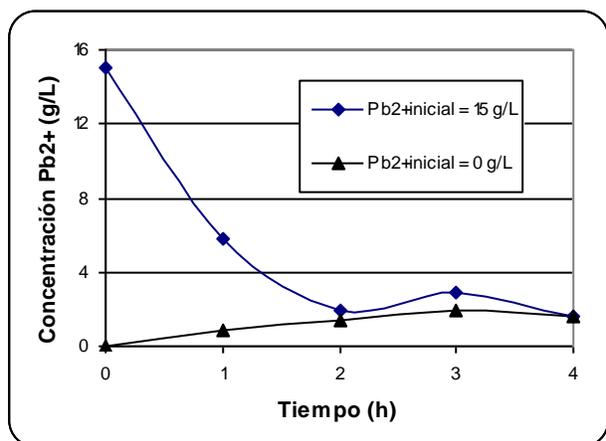


Figura 7. Comportamiento de la concentración de Pb²⁺ en los electrolitos de las pruebas 4 y 5.

La prueba 4, de concentración inicial de plomo de 15 g/l tiene un fuerte descenso a 2 g/l a las dos horas de prueba, posteriormente desciende hasta 1.6 g/l demostrando un rango de equilibrio entre 1 y 2 g/l de plomo iónico, por lo que se toma un valor aproximado a 1 g/l de plomo iónico inicial para la siguiente fase de estudio. La figura 7 muestra el comportamiento de la concentración de plomo iónico de ambas pruebas.

5.2. Diseño factorial 2³

A fin de estudiar el efecto de las variables: concentración inicial de plomo iónico, temperatura y densidad de corriente sobre la eficiencia de corriente catódica y sobre el consumo de energía, se ha

aplicado un diseño factorial 2³. Los resultados se encuentran en la tabla 3.

Condiciones Experimentales:

Tiempo de prueba	4 h
Volumen de electrolito	800 mL
Ánodo	Grafito
pH	1.5
Tipo de Electrolito	NaCl (200 g/L)
Cátodo	Plomo
Masa de Mineral inicial	100 g

5.4. Efecto de la concentración de Pb²⁺

Con el propósito de determinar el efecto de la concentración de plomo iónico, se calcula el efecto medio de dicha variable sobre la base de los datos mostrados en la tabla 4.

TABLA 4. Efectos medios de la concentración de plomo iónico en la electrolixiviación.

Variable:	[Pb ²⁺]
Rango:	0.6 g/l - 1.2 g/l
Efecto Medio sobre Eficiencia:	3.1%
Efecto Medio sobre Consumo:	-0.39 Kw-h/kg

Al aumentar la concentración de plomo iónico de 0.6 g/l a 1.2 g/l se tiene un aumento de 3.1% en la eficiencia de corriente y una disminución de 0.39 Kw-h/kg de plomo en el consumo de energía, según la tabla 3. Pero el error experimental para los datos del diseño factorial es del 6.9%, por lo que se puede deducir que la incidencia de la concentración de plomo iónico sobre la eficiencia de corriente catódica y el consumo de energía es prácticamente despreciable.

A partir de los resultados del diseño se tiene que al aumentar la concentración de plomo iónico, el incremento de la eficiencia de corriente y la disminución del consumo de energía no son significativos, como muestran las figuras 8 y 9.

TABLA 3. Resultados del diseño factorial 2³ para el proceso de electrolixiviación.

Prueba N°	X1 Pb ²⁺ (g/L)	X2 T (°C)	X3 IA (A/m ²)	Eficiencia Corriente (%)	Eficiencia Corriente Promedio (%)	Consumo de Energía (kw-h/kg)	Consumo de Energía Promedio (kw-h/kg)
6	0,6	35	100	56,9	54.8	1,38	1.41
7	0,6	35	100	52,6		1,43	
8	1,2	35	100	52,5	54.1	1,78	1.70
9	1,2	35	100	55,6		1,62	
10	0,6	55	100	56,6	57.9	1,26	1.26
11	0,6	55	100	59,1		1,25	
12	1,2	55	100	60,1	63.9	1,09	1.18
13	1,2	55	100	67,6		1,27	
14	0,6	35	200	21,0	22.4	5,26	4.97
15	0,6	35	200	23,7		4,68	
16	1,2	35	200	32,1	33.3	3,26	3.08
17	1,2	35	200	34,4		2,89	
18	0,6	55	200	62,3	63.9	1,48	1.47
19	0,6	55	200	65,5		1,45	
20	1,2	55	200	61,3	60.1	1,63	1.58
21	1,2	55	200	58,9		1,53	

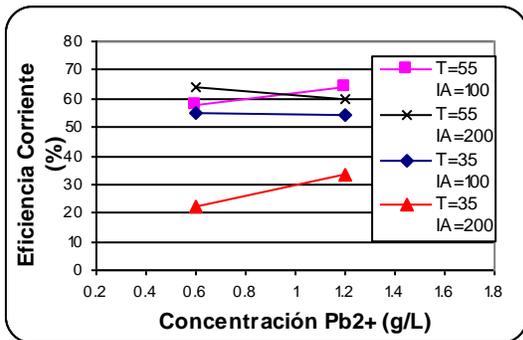


Figura 8. Efecto de la concentración de Pb²⁺ sobre la eficiencia de corriente en la electrolixiviación.

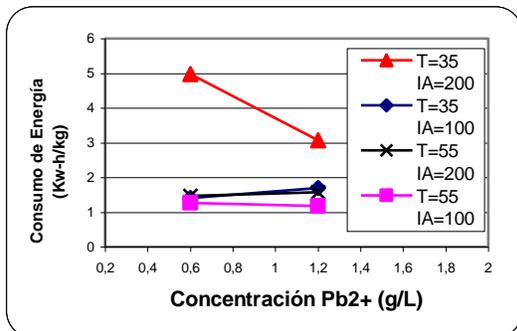


Figura 9. Efecto de la concentración de Pb²⁺ sobre el consumo de energía en la electrolixiviación.

5.5. Efecto de la temperatura

Para determinar el efecto de la temperatura de trabajo en la Electrolixiviación, se calcula igualmente el efecto medio de la variable sobre la base de los datos mostrados en la tabla 5.

TABLA 5. Efectos medios de la temperatura en la electrolixiviación.

Variable:	Temperatura
Rango:	35 °C – 55 °C
Efecto Medio sobre Eficiencia:	20.3 %
Efecto Medio sobre Consumo:	-1.42 Kw-h/kg

El efecto de la temperatura tiene una influencia importante y positiva siendo que al aumentar la temperatura de 35 °C a 55 °C, se obtiene un aumento de 20.3% en la eficiencia de corriente y una disminución de 1.42 Kw-h/kg de plomo en el consumo de energía.

Igualmente las figuras 10 y 11 muestran que con el aumento de la temperatura la eficiencia de corriente y el consumo de energía tienen una variación positiva para todas las condiciones.

Como también aumenta ordinariamente la conductibilidad del electrolito, así como las velocidades de difusión y la disolución química en el ánodo.

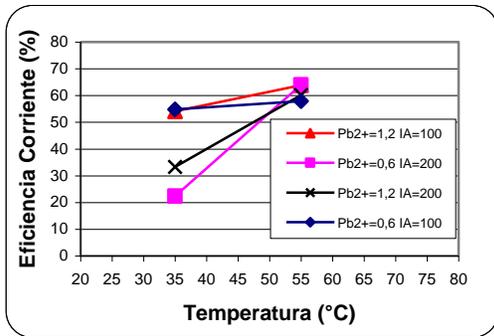


Figura 10. Efecto de la temperatura sobre la eficiencia de corriente en la electrolixiviación.

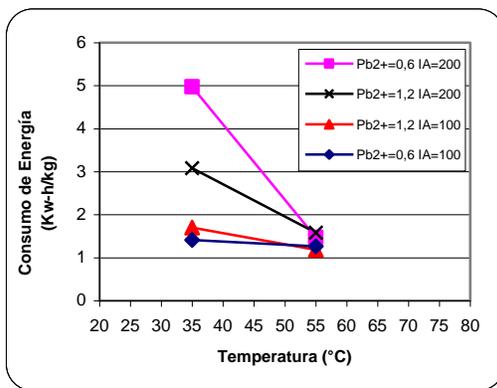


Figura 11. Efecto de la temperatura sobre el consumo de energía en la electrolixiviación.

5.6. Efecto de la densidad de corriente

Finalmente, para determinar el efecto de la densidad de corriente, se realiza el cálculo del efecto medio de esta variable sobre la base de los datos mostrados en la tabla 6.

TABLA 6. Efectos medios de la densidad de corriente en la electrolixiviación.

Variable:	Densidad de corriente
Rango:	100 A/m ² – 200 A/m ²
Efecto Medio sobre Eficiencia:	-12.7 %
Efecto Medio sobre Consumo:	1.39 Kw-h/kg

La densidad de corriente tiene un efecto negativo sobre el proceso, ya que al aumentar de 100 A/m² a 200 A/m² se obtiene un descenso de 12.7% en la eficiencia de corriente catódica y un aumento de 1.39 Kw-h/kg de plomo en el consumo de energía.

Las figuras 12 y 13, muestran la variación negativa de la eficiencia de corriente y del consumo de energía para todas las condiciones de trabajo. En caso de mayor aumento de la densidad de corriente, aumenta principalmente la deposición de hidrógeno gaseoso como

también el voltaje de celda y las pérdidas por contacto, al paso que disminuiría el rendimiento energético.

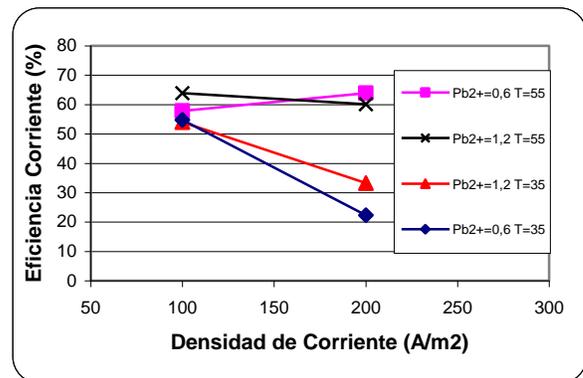


Figura 12. Efecto de la densidad de corriente sobre la eficiencia de corriente en la electrolixiviación.

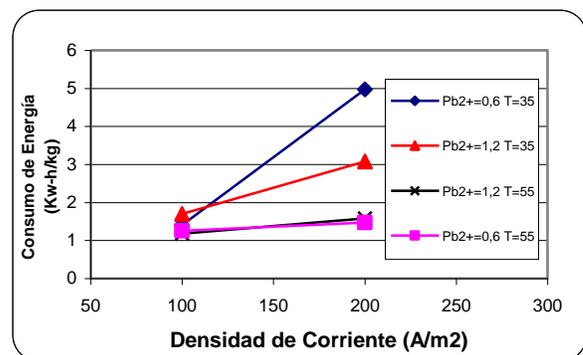


Figura 13. Efecto de la densidad de corriente sobre el consumo de energía en la electrolixiviación.

5.7. Determinación del nivel óptimo

Inicialmente se postula un modelo lineal. De esta manera, se tiene el siguiente modelo después de la regresión:

$$Y = 51 + 1.375X_1 + 10X_2 - 6.25X_3$$

A través del cálculo del Anova para el diseño factorial 2³ para el proceso de electrolixiviación se llega a la siguiente conclusión, los coeficientes betas son diferentes de cero, pero el modelo no ajusta.

5.7.1. Desplazamiento del punto central

A pesar de que los datos no se ajustan al modelo, muestran la tendencia en base a las variables y por tanto sirve para mostrar la dirección en el cual se debe elegir el nuevo punto central de otro diseño. Según el ΔX_i calculado, las posibles pruebas son mostradas en la tabla 7:

TABLA 7. Posibles pruebas de tendencia del modelo.

Posibles Pruebas	Modelo				Experimental		
	Pb ²⁺ (g/L)	T (°C)	I _a (A/m ²)	Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)	Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)
1	0,90	45	150	51,0	2,08		
2	0,91	48	140	51,3	2,07		
3	0,93	51	130	51,6	2,06		
4	0,94	55	120	52,0	2,05		
5	0,95	58	110	52,3	2,04		
6	0,97	61	100	52,6	2,03		
7(24)	0,98	64	90	52,9	2,02	93,5	0,71
8(23)	0,99	67	80	53,1	2,01	70,6	0,84
9(22)	1,01	71	70	53,6	2,00	63,7	0,88
10	1,02	74	60	53,9	1,99		

De entre las 10 pruebas posibles se eligen la 7, 8 y 9 para ser ensayadas por estar bastante alejadas del punto central anterior y porque sus valores de temperatura no son muy elevados con lo que se evita demasiada evaporación y porque los valores de densidad de corriente no son muy inferiores. En la prueba 7, con una concentración de plomo de 0.98 g/l, temperatura de 64 °C y una densidad de corriente de 90 A/m² se obtiene la mayor eficiencia de corriente de 93.5% y el menor consumo de energía de 0.71 Kw-h/kg de plomo producido en comparación con las otras dos pruebas realizadas.

La tabla 7, también muestra los valores de las respuestas calculadas en base al modelo, siendo tales resultados muy lejanos a los obtenidos experimentalmente, confirmando el bajo ajuste del modelo.

De esta manera, se toma como nuevo punto central del siguiente diseño experimental los valores de las tres variables de la prueba 7(24), con la única variación de que se toma constante la concentración inicial de plomo iónico, teniendo un valor constante de 0.98 g/l para todas las pruebas del siguiente diseño.

5.7.2. Diseño factorial 2² con puntos estrella

Para determinar el punto óptimo se elige un diseño factorial 2² con puntos estrella por lo que se proyectan 4 pruebas del diseño factorial, 4 pruebas de los puntos estrella y 3 pruebas de repetición del

punto central para el cálculo de error. Los resultados se encuentran en tabla 8.

Condiciones Experimentales:

Tiempo de Prueba	4 h
Volumen Electrolito	800 ml
Ánodo	Grafito
pH	1.5
Cátodo	Plomo
Tipo Electrolito	NaCl (200 g/l)
Masa Mineral inicial	100 g
Concentración Pb ²⁺	0.98 g/l

Los datos se ajustan al siguiente modelo de segundo orden luego de la regresión:

$$Y = 90.14 - 1.43X_1 + 2.02X_2 - 13.76X_1^2 - 8.61X_2^2 + 1.28X_1X_2$$

A través del cálculo del Anova se llega a la siguiente conclusión: los coeficientes beta son diferentes de cero y el modelo ajusta.

Para calcular los niveles óptimos se deriva el modelo respecto de cada variable y se iguala a cero. Resolviendo el sistema de dos expresiones se obtienen los valores de X₁ y X₂ codificados, aplicando una simple regla de tres se obtendrán los resultados de los valores óptimos de cada variable. Siendo estos niveles optimizados como sigue:

TABLA 8. Resultados del diseño factorial 2² para el proceso de electrolixiviación.

Prueba N°	X1 IA (A/m2)	X2 T (°C)	Conc. Calc. Elect. f (g/L)	Ley calc. Mín res. (%)	Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)
25	70	55	3,07	43,54	67,3	0,95
26	110	55	1,90	42,73	60,4	1,02
27	70	75	3,47	43,17	70,0	0,78
28	110	75	3,38	41,24	68,2	0,85
29	118	65	2,58	41,18	63,1	1,15
30	62	65	1,46	44,97	65,0	0,88
31	90	79	1,43	42,79	77,8	0,77
32	90	51	0,65	43,36	72,3	0,88
33	90	65	0,24	42,16	91,9	0,76
34	90	65	0,21	42,86	81,4	0,84
35	90	65	0,63	42,54	85,0	0,73

TABLA 9. Valores de las variables optimizadas.

$X_1 = -0.047 \rightarrow I_A = 89 \text{ A/m}^2$
$X_2 = 0.114 \rightarrow T = 66 \text{ }^\circ\text{C}$

5.7.3. Validación del punto óptimo

TABLA 10. Resultados de las pruebas de repetición.

Prueba N°	IA (A/m ²)	T (°C)	Experimental	Modelo		
			Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)	Eficiencia Corriente (%)	Consumo Energía (kw-h/kg)
36	89	66	90,7	0,71	90,3	0,72
37	89	66	85,6	0,70	90,3	0,72
Promedios:			88.2	0.71	90.3	0.72

Se observa que existe una pequeña diferencia entre el promedio de los resultados experimentales y los resultados calculados a partir del modelo optimizado, siendo que para la prueba 37 se tiene un pequeño error, lo que indica una buena reproductividad de las pruebas.

Dentro del margen de error experimental en el cual se ha trabajado, los resultados experimentales validan los resultados predichos por el modelo. Los valores optimizados de las tres variables son concentración de plomo iónico inicial de 0.98 g/l, temperatura de 66 °C y densidad de corriente de 89 A/m² con los cuales se obtienen una eficiencia de corriente de 88.2% y un consumo de energía de 0.71 Kw-h/kg de plomo.

5.8. Comportamiento de los metales durante la electrolixiviación

Con los niveles optimizados de las tres variables se realiza una prueba de 26 horas con la cual se pretende estudiar el comportamiento de todos los metales presentes en el concentrado. Los resultados de la prueba de electrolixiviación se muestran en las figuras 14, 15, 16 y 17.

Análisis Químico:

Pb	48.02%
Fe	20.04%
Zn	8.50%
Sb	1.56%
Ag	41.30 DM

Condiciones Experimentales:

Tiempo de prueba	26 h
Volumen electrolito	900 ml
Ánodo	Grafito
pH	1.0
Cátodo	Plomo
Tipo electrolito	NaCl (200 g/l)
Masa mineral inicial	100 g
Concentración Pb ²⁺	0.98 g/l

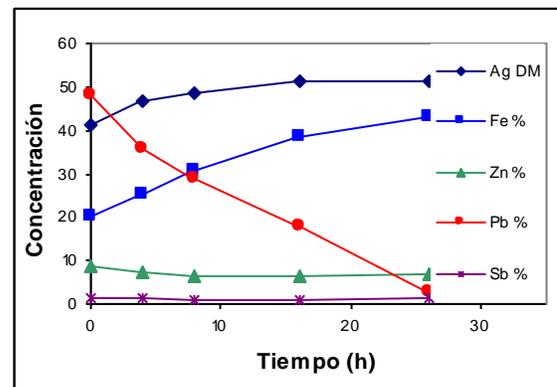


Figura 14. Comportamiento de los metales en el concentrado durante el proceso de electrolixiviación.

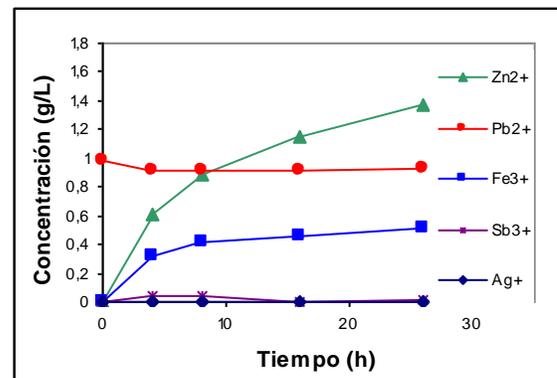


Figura 15. Comportamiento de los iones metálicos en solución en el proceso de electrolixiviación.

La figura 14, muestra el comportamiento de los diferentes metales en el concentrado durante la aplicación del proceso de electrolixiviación, donde el contenido de plomo desciende desde 48.02% hasta un 2.93% después de 26 horas de prueba, lo que representa

una recuperación del 93.9% de plomo. Las condiciones de trabajo y los resultados obtenidos son como sigue: concentración inicial de plomo iónico de 0.98 g/l, temperatura de 66 °C y densidad de corriente de 89 A/m², con un voltaje de celda promedio de 2.59 voltios y un consumo de energía de 1.15 Kw-h/kg de plomo producido para una eficiencia catódica global de 58.2%.

En las primeras ocho horas de prueba el plomo presente en el concentrado se disuelve a mayor velocidad, debido al mayor contenido de plomo en el mismo, luego disminuye a medida que transcurre la misma disolución. La concentración de plomo iónico en solución se mantiene casi constante durante las 26 horas de prueba.

La plata se enriquece en el mineral hasta las 16 horas de prueba, posteriormente empieza a disolverse en pequeñas cantidades, a medida que este metal se disuelve y pasa a solución dicho metal se deposita rápidamente en el cátodo gracias a su alto potencial de reducción y más positivo que el del plomo, como confirma la reacción 7. Además se mantiene una concentración iónica en solución despreciable en el decorrer de la prueba, ver figura 15.

El hierro también se concentra en el mineral a medida que transcurre la prueba, pero a partir de las 16 horas se disuelve y pasa a solución en pequeñas cantidades, ver figura 15; sin embargo, no se deposita en el cátodo debido al potencial de reducción más negativo que el del plomo, como sugiere la reacción 13.

El zinc también se disuelve en cantidades apreciables en casi todo el transcurso de la prueba, pero como su concentración en solución aumenta constantemente y su potencial de reducción es bastante más negativo que el del plomo, ver reacción 10, este metal no se deposita como impureza en el cátodo.

De igual forma, el antimonio se disuelve en pequeñas cantidades a medida que se realiza la prueba, su concentración iónica en solución aumenta un poco hasta las 8 horas y luego este metal empieza a depositarse en el cátodo como impureza ya que dicho metal tiene un potencial de reducción estándar muy próximo al del plomo.

La calidad del producto metálico seco según el análisis químico es el siguiente:

Pb 87.55%
Sb 0.97%
Ag 5.36 DM

La figura 16, muestra el comportamiento de la eficiencia de corriente en función del tiempo de prueba, se observa que al principio de la prueba se obtienen mejores eficiencias de corriente, confirmando que existe en las primeras ocho horas mayores velocidades de disolución en el ánodo y de deposición de metálico en el cátodo; sin embargo, la eficiencia de corriente disminuye debido a la formación de hidrogeno gaseoso en el cátodo y en menor proporción a la pequeña deposición de impurezas.

Finalmente, la figura 17, presenta el comportamiento del consumo de energía en función del tiempo. El consumo de energía aumenta a partir de las ocho horas, debido a reacciones como la evolución de hidrógeno en el cátodo, formación de oxígeno en el ánodo y otras posibles reacciones paralelas o parásitas en ambos electrodos.

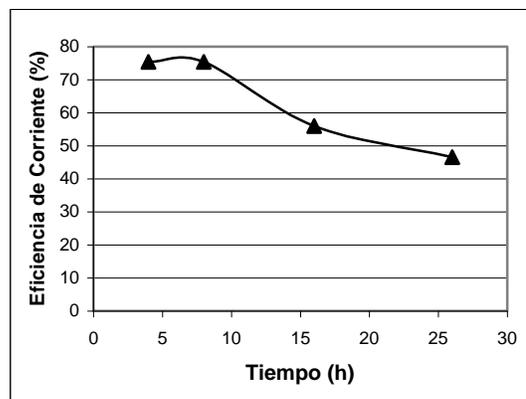


Figura 16. Comportamiento de la eficiencia de corriente catódica en el proceso de electrolixiviación.

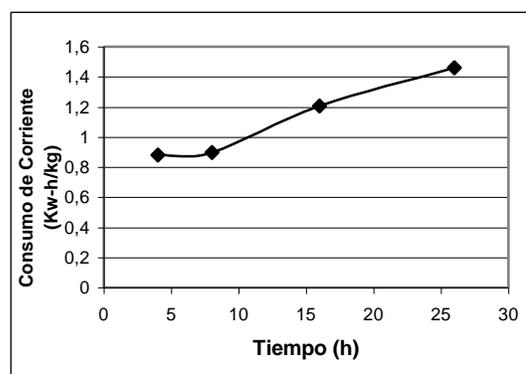


Figura 17. Comportamiento del consumo de energía en el proceso de electrolixiviación.

6. CONCLUSIONES

- La obtención de plomo metálico a partir de concentrados sulfurosos de plomo mediante el proceso de electrolixiviación es técnicamente factible.
- El cloruro de plomo más cloruro de sodio resulta ser mejor electrolito que el nitrato de plomo, acetato de plomo y fluosilicato de plomo en la electrolixiviación de concentrados sulfurosos de plomo, habiéndose obtenido con dicho electrolito mayores eficiencias de corriente catódica, menores consumos de energía y mejores condiciones de disolución del mineral.
- La incidencia de la concentración inicial de plomo iónico sobre la eficiencia de corriente catódica es mínima, con un efecto medio de 3.1% al aumentar de 0.6 a 1.2 g/l y un descenso de 0.39 Kw-h/kg de plomo en el consumo de energía.
- El efecto de la densidad de corriente es negativo, con un efecto medio calculado de -12.7% en la eficiencia de corriente al aumentar de 100 a 200 A/m² y un aumento de 1.39 Kw-h/kg de plomo en el consumo de energía; siendo que a menores densidades se mantienen menores voltajes de celda, por ende mejores rendimientos energéticos.

- La temperatura tiene una importante influencia sobre el proceso, con un efecto medio de 20.3% sobre la eficiencia de corriente al aumentar de 35 a 55 °C y un descenso de 1.42 Kw-h/kg de plomo en el consumo de energía; siendo que a mayores temperaturas disminuye la resistividad, por ende se obtienen menores voltajes de celda y menores consumos de energía.
- El plomo metálico por ser pulverulento, de grano muy fino, posee una superficie específica de contacto muy grande con el aire, lo que origina la oxidación del metálico en la etapa de secado.
- Mediante la optimización del proceso se determina los niveles óptimos de las variables, concentración de plomo iónico inicial de 0.98 g/l, densidad de corriente de 89 A/m² y temperatura de 66 °C, el cual obedece a un modelo matemático de segundo orden y que se obtienen los siguientes resultados: eficiencia de corriente de 88.2% y un consumo de energía de 0.71 Kw-h/kg de plomo para pruebas de cuatro horas.
- El plomo se obtiene selectivamente frente a las impurezas metálicas presentes en el concentrado mediante el proceso de electrolixiviación, con una recuperación de 93.9% en 26 horas de prueba.
- La plata es disuelta del mineral y se deposita en el cátodo en pequeña proporción a partir de las 16 horas de prueba.
- El antimonio también es disuelto del concentrado y se deposita en el cátodo en pequeñas cantidades.
- El zinc pasa a solución y aumenta su concentración iónica en solución con el transcurso de la prueba, pero no se deposita en el cátodo.
- El hierro también pasa a solución, aumenta levemente su concentración iónica y tampoco se deposita en el cátodo.
- El producto metálico obtenido después de 26 horas de prueba tiene la siguiente calidad: Pb = 87.55%, Sb = 0.97% y Ag = 5.36 DM.

- Con el decorrer de la prueba de 26 horas la eficiencia de corriente catódica disminuye desde 75% hasta un 45%, lo que apunta una disminución de velocidades de disolución en el ánodo y de deposición en el cátodo.
- El consumo de energía aumenta de 0.88 a 1.46 Kw-h/kg de plomo con el transcurso de la prueba, debido al aumento de formación de hidrogeno gaseoso en el cátodo.

7. BIBLIOGRAFÍA

1. www.boliviageografica.com
2. www.ceprobol.gov.bo
3. www.ine.gov.bo
4. www.mineria.gov.bo
5. www.lapatriaenlinea.com
6. JOFRE, J.E. "Alternativas para el tratamiento de concentrados sulfurosos de plomo" Perfil Minero Metalúrgico No. 13, IIMM; pp. 11-18, 1979, Oruro.
7. PALMER, B. y FUERSTENAU, M. "Recovery of Metals from Aqueous Chloride Solutions" Hydrometallurgy Fundamentals, Technology and Innovation Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Littleton, 1993, USA.
8. MANTELL, C.L. "Ingeniería Electroquímica" Ed Reverté S.A., 1962, México.
9. ZAMORA, G. "Electrometalurgia" apuntes de cátedra, Ingeniería Metalúrgica, FNI-UTO, Oruro.
10. JACKSON, E. "Extracción y Recuperación Hidrometalúrgica" Biblioteca Metalurgia, FNI, Oruro.