



Universidad de San Carlos de Guatemala
Facultad de Ingeniería
Escuela de Ingeniería Química

**DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE
LOS RESIDUOS DE CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN
EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES,
UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR
*KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES***

Jetro Gabriel Hernández Ambrosio

Asesorado por la Dra. Casta Petrona Zeceña Zeceña

Guatemala, febrero de 2019

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA



FACULTAD DE INGENIERÍA

**DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE
LOS RESIDUOS DE CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN
EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES,
UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR
*KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES***

TRABAJO DE GRADUACIÓN

PRESENTADO A LA JUNTA DIRECTIVA DE LA
FACULTAD DE INGENIERÍA
POR

JETRO GABRIEL HERNÁNDEZ AMBROSIO
ASESORADO POR LA DRA. CASTA PETRONA ZECEÑA ZECEÑA

AL CONFERÍRSELE EL TÍTULO DE

INGENIERO QUÍMICO

GUATEMALA, FEBRERO DE 2019

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA
FACULTAD DE INGENIERÍA



NÓMINA DE JUNTA DIRECTIVA

DECANO	Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco
VOCAL I	Ing. José Francisco Gómez Rivera
VOCAL II	Ing. Mario Renato Escobedo Martínez
VOCAL III	Ing. José Milton de León Bran
VOCAL IV	Br. Luis Diego Aguilar Ralón
VOCAL V	Br. Christian Daniel Estrada Santizo
SECRETARIA	Inga. Lesbia Magalí Herrera López

TRIBUNAL QUE PRACTICÓ EL EXAMEN GENERAL PRIVADO

DECANO	Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco
EXAMINADOR	Ing. Erwin Manuel Ortiz Castillo
EXAMINADOR	Ing. Otto Raúl de León de Paz
EXAMINADOR	Ing. Williams Guillermo Álvarez Mejía
SECRETARIA	Inga. Lesbia Magali Herrera López

HONORABLE TRIBUNAL EXAMINADOR

En cumplimiento con los preceptos que establece la ley de la Universidad de San Carlos de Guatemala, presento a su consideración mi trabajo de graduación titulado:

**DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE
LOS RESIDUOS DE CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN
EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES,
UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR
KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES.**

Tema que me fuera asignado por la Dirección de la Escuela de Ingeniería Química, con fecha 9 de octubre de 2018.



Jetro Gabriel Hernández Ambrosio

Guatemala, 03 de septiembre de 2018


Ingeniero
Carlos Salvador Wong
Director de Escuela de Ingeniería Química
Facultad de Ingeniería
Universidad de San Carlos de Guatemala
Presente

Ingeniero Wong:

Por medio de la presente HAGO CONSTAR que he revisado y aprobado el informe final de trabajo de graduación titulado **“DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE LOS RESIDUOS DE CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES, UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES”**, del estudiante de ingeniería química **Jetro Gabriel Hernández Ambrosio** quien se identifica con el DPI **2127 18002 0101** y registro académico **201020332**.

Sin otro particular me suscribo a usted.

Atentamente,


Dra. Casta Petrona Zeceña Zeceña

ASESORA

e-mail: castazecea@gmail.com

Tel. 5918 - 1879

Dra. MSc e Ing.

Casta Zeceña Zeceña

Colegiado # 624



Guatemala, 15 de octubre de 2018.
Ref. EIQ.TG-IF.049.2018.

Ingeniero
Carlos Salvador Wong Davi
DIRECTOR
Escuela de Ingeniería Química
Facultad de Ingeniería

Estimado Ingeniero Wong:

Como consta en el registro de evaluación del informe final EIQ-PRO-REG-007 correlativo 032-2017 le informo que reunidos los Miembros de la Terna nombrada por la Escuela de Ingeniería Química, se practicó la revisión del:

**INFORME FINAL DE TRABAJO DE GRADUACIÓN
-Modalidad Seminario de Investigación-**

Solicitado por el estudiante universitario: **Jetro Gabriel Hernández Ambrosio.**
Identificado con el CUI: **2127 18002 0101.**
Identificado con registro académico: **2010-20332.**
Previo a optar al título de **INGENIERO QUÍMICO.**

Siguiendo los procedimientos de revisión interna de la Escuela de Ingeniería Química, los Miembros de la Terna han procedido a **APROBARLO** con el siguiente título:

DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE LOS RESIDUOS DE CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES, UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES

El Trabajo de Graduación ha sido asesorado por la Ingeniera Química: **Casta Petrona Zeceña Zeceña.**

Habiendo encontrado el referido informe final del trabajo de graduación **SATISFACTORIO**, se autoriza al estudiante, proceder con los trámites requeridos de acuerdo a las normas y procedimientos establecidos por la Facultad para su autorización e impresión.



"ID Y ENSEÑAD A TODOS"

Inga. Mercedes Esther Roguel Chávez
COORDINADORA DE TERNA
Tribunal de Revisión
Trabajo de Graduación



C.c.: archivo



Agencia Certificadora de Acreditación de Programas de Ingeniería y de Ingeniería





Ref.EIQ.TG.015.2019

El Director de la Escuela de Ingeniería Química de la Universidad de San Carlos de Guatemala, luego de conocer el dictamen del Asesor y de los Miembros del Tribunal nombrado por la Escuela de Ingeniería Química para revisar el Informe del Trabajo de Graduación del estudiante, **JETRO GABRIEL HERNÁNDEZ AMBROSIO** titulado: **"DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE LOS RESIDUOS DE CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES, UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES"**. Procede a la autorización del mismo, ya que reúne el rigor, la secuencia, la pertinencia y la coherencia metodológica requerida.

"Id y Enseñad a Todos"

Ing. Carlos Salvador Wong Davi
Director

Escuela de Ingeniería Química

FACULTAD DE INGENIERIA USAC
ESCUELA DE INGENIERIA QUIMICA
DIRECTOR

Guatemala, febrero 2019

Cc: Archivo
CSWD/ale

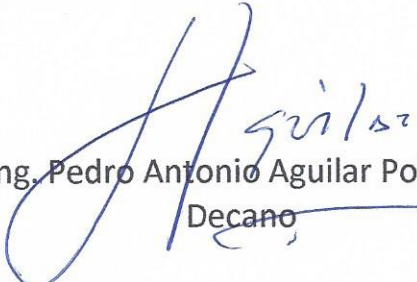




DTG. 091.2019

El Decano de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de San Carlos de Guatemala, luego de conocer la aprobación por parte del Director de la Escuela de Ingeniería Química, al Trabajo de Graduación titulado: **DETERMINACIÓN DE UNA METODOLOGÍA PARA EXTRACCIÓN DE ORO Y PLATA DE LOS RESIDUOS DEL CARBÓN ACTIVADO UTILIZADOS EN LOS CIRCUITOS DE CARBÓN EN LA INDUSTRIA MINERA PARA REDUCIR LAS PÉRDIDAS DE LOS METALES, UTILIZANDO COMO BASE EL HORNO PARA FINOS DE CARBÓN FABRICADO POR KAPPES, CASSIDAY & ASSOCIATES**, presentado el estudiante universitario: **Jetro Gabriel Hernández Ambrosio**, y después de haber culminado las revisiones previas bajo la responsabilidad de las instancias correspondientes, autoriza la impresión del mismo.

IMPRÍMASE:


Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco
Decano



Guatemala, febrero de 2019

/gdech

ACTO QUE DEDICO A:

Dios	Porque de Él, por Él, y para Él, son todas las cosas.
Mis padres	Hugo Hernández y Nora Ambrosio, por todo su amor y por haberme formado y educado desde mi nacimiento.
Mis hermanos	Carlos André y Lilian Aida Hernández Ambrosio, por estar siempre conmigo y ser parte importante de mi vida.
Mis abuelos paternos	Ramiro Hernández y Aida Estrada, por su cariño y apoyo incondicional
Mis abuelos maternos	Fidelino Ambrosio y Lilian López, por su cariño y apoyo incondicional.
Mi familia	Todos mis primos-hermanos, tíos y tías, por su cariño y apoyo incondicional.
Los Navegantes	Todos mis hermanos y hermanas cristianos del grupo, que me acompañaron desde el inicio hasta el final de mi carrera, por su apoyo espiritual con oraciones y exhortaciones.

AGRADECIMIENTOS A:

**Universidad de San
Carlos de Guatemala**

Por ser una institución que sigue formando profesionales en Guatemala.

KCA

Por apoyar el desarrollo de mi tema de investigación y confiar en profesionales guatemaltecos.

Ing. Daniel Kappes

Por el financiamiento de este proyecto, por todo el conocimiento compartido y por el apoyo para desarrollar esta investigación.

Dustin Albin

Por la paciencia y apoyo incondicional para desarrollar esta investigación.

Ing. Nicolas Valdez

Por la paciencia y apoyo incondicional para desarrollar esta investigación

**Dra. Casta Petrona
Zeceña Zeceña**

Por la paciencia y apoyo incondicional para desarrollar esta investigación.

Pedro García

Por su compañía en esta carrera profesional y apoyo incondicional.

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES.....	V
LISTA DE SÍMBOLOS	IX
GLOSARIO	XIII
RESUMEN.....	XVII
OBJETIVOS.....	XIX
HIPÓTESIS.....	XXI
INTRODUCCIÓN	XXIII
1. MARCO CONCEPTUAL.....	1
1.1. Antecedentes.....	1
1.2. Justificación	4
1.3. Determinación del problema.....	5
1.3.1. Definición	6
1.3.2. Delimitación	6
2. MARCO TEÓRICO.....	7
2.1. Lixiviación	9
2.2. Cianuración	10
2.3. Disolución de oro.....	15
2.3.1. Reacciones anódicas.....	15
2.3.2. Reacciones catódicas.....	16
2.4. Cinética de la lixiviación.....	19
2.4.1. Concentraciones de cianuro y oxígeno disuelto	19
2.4.2. Temperatura	23
2.4.3. pH.....	25

2.4.4.	Área superficial.....	25
2.4.5.	Agitación.....	26
2.5.	Consideraciones de proceso.....	26
2.5.1.	Lixiviación agitada.....	27
2.5.1.1.	Tamaño de partícula.....	27
2.5.1.2.	Densidad.....	27
2.5.1.3.	pH.....	28
2.5.1.4.	Cianuro.....	28
2.5.1.5.	Oxígeno.....	29
2.5.1.6.	Tiempo de residencia.....	29
2.5.2.	Lixiviación en pilas.....	29
3.	MARCO METODOLÓGICO.....	31
3.1.	Variables.....	31
3.2.	Delimitación del campo de estudio.....	32
3.2.1.	Campo de estudio.....	32
3.2.2.	Etapas que conforman la investigación.....	32
3.2.3.	Ubicación del desarrollo de la investigación.....	33
3.3.	Recursos humanos disponibles.....	33
3.3.1.	Investigador.....	33
3.3.2.	Asesora.....	33
3.3.3.	Co Asesores.....	34
3.4.	Recursos materiales disponibles.....	34
3.4.1.	Materia prima.....	34
3.4.2.	Equipo de medición.....	34
3.4.3.	Cristalería.....	35
3.4.4.	Reactivos.....	35
3.4.5.	Equipo auxiliar.....	35
3.5.	Técnica cuantitativa.....	36

3.5.1.	Diseño general de la técnica cuantitativa	36
3.6.	Recolección y ordenamiento de la información	37
3.6.1.	Metodología experimental – balance de masa del horno para finos de carbón	37
3.6.1.1.	Preparación de las muestras	37
3.6.1.2.	Corrida núm. 1	38
3.6.1.3.	Corrida núm. 2	39
3.6.1.4.	Corrida núm. 3	40
3.6.2.	Metodología experimental – pruebas de lixiviación agitada.....	42
3.6.2.1.	Preparación de las muestras	42
3.6.2.2.	Lixiviación agitada en mesa de agitación	43
3.6.2.3.	Tratamiento con hidróxido de sodio	44
3.6.2.4.	Tratamiento con óxido de calcio	44
3.6.2.5.	Lixiviación agitada en un <i>KCA Lifter bottle</i>	45
3.6.3.	Metodología experimental – pruebas de lixiviación y molienda	47
3.6.3.1.	Lixiviación y molienda simultánea.....	47
3.6.3.2.	Lixiviación de material ultrafino.....	48
3.7.	Tabulación, ordenamiento y procesamiento de la información	50
3.8.	Análisis estadístico	53
3.8.1.	Medidas de tendencia central	54
3.8.1.1.	Media aritmética	54
3.8.1.2.	Desviación estándar	55
3.9.	Plan de análisis de los resultados	56
3.9.1.	Métodos y modelos de los datos	56

3.9.2.	Programas para el análisis de datos	57
4.	RESULTADOS.....	59
5.	INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	71
	CONCLUSIONES.....	81
	RECOMENDACIONES	83
	BIBLIOGRAFÍA.....	85
	APÉNDICES.....	87
	ANEXOS.....	111

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

FIGURAS

1.	Aproximada distribución de oro a finales de 1989.....	8
2.	Ácido de cianuro presente en función del pH.....	11
3.	Diagrama Eh vs pH para cianuro	12
4.	Complejos de cianuro.....	14
5.	Diagrama Eh – pH para oro	15
6.	Reacciones en el ánodo y cátodo	18
7.	Porcentaje de extracción de oro en función del tiempo de lixiviación a diferentes concentraciones de oxígeno.....	22
8.	Peso de oro disuelto por unidad de tiempo en función de la temperatura.....	24
9.	Porcentaje de extracción de oro en función del tiempo a diferentes temperaturas.....	24
10.	Balance metalúrgico del horno de carbón KCA – corrida núm. 1.....	59
11.	Balance metalúrgico del horno de carbón KCA – corrida núm. 2.....	60
12.	Balance metalúrgico del horno de carbón KCA – corrida núm. 3.....	60
13.	Imagen microscópica de las estructuras asociadas al oro dentro de las cenizas de carbón.....	62
14.	Imagen microscópica de las estructuras asociadas a la plata dentro de las cenizas de carbón #1.....	63
15.	Imagen microscópica de las estructuras asociadas a la plata dentro de las cenizas de carbón #2.....	63
16.	Metodología de lixiviación agitada - curvas de extracción de oro por medio de en un <i>KCA lifter bottle</i>	65

17.	Metodología de lixiviación agitada - curvas de extracción de plata por medio de un <i>KCA lifter bottle</i>	66
18.	Metodología de lixiviación y molienda - curvas de extracción de oro por medio de un <i>KCA lifter bottle</i> utilizando ceniza ultrafina	67
19.	Metodología de lixiviación y molienda - curvas de extracción de plata por medio de un <i>KCA lifter bottle</i> utilizando ceniza ultrafina	68

TABLAS

I.	Pérdidas de carbón por etapas	3
II.	Solubilidad en agua de las sales de cianuro	10
III.	Concentraciones de oxígeno disuelto en agua en equilibrio con aire atmosférico (21 % O ₂) a diferentes temperaturas y altitudes. Valores dados en mg/L	21
IV.	Definición operacional y descripción de variables independientes	31
V.	Definición operacional y descripción de variables dependientes	32
VI.	Datos de alimentación al horno.....	50
VII.	Lixiviación en mesa de agitación – datos experimentales	50
VIII.	Lixiviación en mesa de agitación con pretratamientos – datos experimentales.....	51
IX.	Lixiviación y molienda simultánea – datos experimentales.....	51
X.	Lixiviación agitada en un <i>KCA lifter bottle</i> – datos experimentales	52
XI.	Lixiviación agitada en un <i>KCA lifter bottle</i> de ceniza ultrafina – datos experimentales.....	53
XII.	Validación de los porcentajes de extracción de cada metodología de lixiviación	56
XIII.	Recuperación de oro y plata del horno de carbón KCA	61
XIV.	Análisis multi-elementos de las cenizas de carbón.....	61
XV.	Propiedades de las cenizas de carbón	62

XVI.	Metodología de lixiviación agitada – extracción de oro por medio de mesa de agitación	64
XVII.	Metodología de lixiviación agitada – extracción de oro y plata por medio de mesa de agitación con pretratamiento de hidróxido de sodio.....	64
XVIII.	Metodología de lixiviación agitada – extracción de oro y plata por medio de mesa de agitación con pretratamiento de óxido de calcio	65
XIX.	Descripción de la figura 16.....	66
XX.	Descripción de la figura 17.....	66
XXI.	Metodología de lixiviación y molienda – extracción de oro y plata por medio de un molino con esferas de circonio de 1 mm de diámetro	67
XXII.	Descripción de la figura 18.....	68
XXIII.	Descripción de la figura 19.....	68
XXIV.	Resumen de porcentajes de extracción de oro y plata por lixiviación con cianuro de sodio	69
XXV.	Metodología determinada para la extracción de oro y plata de los finos de carbón activado: molienda y lixiviación por medio de un molino vertical y un <i>KCA lifter bottle</i>	69

LISTA DE SÍMBOLOS

Símbolo	Significado
H_{Au}	Cabeza de oro.
$H_{Au c}$	Cabeza de oro calculada.
H_{Ag}	Cabeza de plata.
$H_{Ag c}$	Cabeza de plata calculada.
$Au_{sol i}$	Cantidad de oro disuelto en cada etapa de lixiviación de un <i>KCA lifter bottle</i> .
Au	Cantidad de oro en una muestra.
$Ag_{sol i}$	Cantidad de plata disuelta en cada etapa de lixiviación de un <i>KCA lifter bottle</i> .
Ag	Cantidad de plata en una muestra.
T_{Au}	Colas de oro.
T_{Ag}	Colas de plata.
$C_{Au i}$	Concentración de oro disuelto en cada etapa de lixiviación.
$L_{Au US}$	Concentración de oro en una muestra sólida, unidades del sistema inglés.
$L_{Au SI}$	Concentración de oro en una muestra sólida, unidades del sistema internacional.
$C_{Ag i}$	Concentración de plata disuelta en cada etapa de lixiviación.
$L_{Ag US}$	Concentración de plata en una muestra sólida, unidades del sistema inglés.

$L_{Ag SI}$	Concentración de plata en una muestra sólida, unidades del sistema internacional.
S	Desviación estándar.
$L_{Au Li}$	Extracción de oro en cada etapa de lixiviación en términos de la masa inicial.
$L_{Ag Li}$	Extracción de plata en cada etapa de lixiviación en términos de la masa inicial.
L_{PLS}	Extracción en la solución final premiada de lixiviación de un <i>KCA Lifter Bottle</i> .
L_w	Extracción final de lavado en lixiviación por medio de un <i>KCA Lifter Bottle</i> .
\bar{x}	Media aritmética.
M_{cz}	Masa de cenizas.
$M_{Au L}$	Masa de oro extraída por lixiviación.
$M_{Ag L}$	Masa de plata extraída por lixiviación.
M_{Si}	Masa de silicio.
M_p	Masa del producto.
M_h	Masa húmeda.
M_o	Masa inicial en pruebas de lixiviación.
M_r	Masa residual de carbón en la tolva.
M_s	Masa seca.
M_t	Masa total de carbón alimentado en la tolva.
i	Período de lixiviación.
$\%H$	Porcentaje de humedad.
$\%Au_{Li}$	Porcentaje de recuperación de oro en cada etapa de lixiviación.
$\%Ag_{Li}$	Porcentaje de recuperación de plata en cada etapa de lixiviación.

%Au	Porcentaje de recuperación de oro en el horno.
%Au_W	Porcentaje de recuperación de oro en el lavado después de lixiviación.
%Au_{PLS}	Porcentaje de recuperación de oro en la solución premiada de lixiviación.
%Ag	Porcentaje de recuperación de plata en el horno.
%Ag_W	Porcentaje de recuperación de plata en el lavado después de lixiviación.
%Ag_{PLS}	Porcentaje de recuperación de plata en la solución premiada de lixiviación.
%Au_{Lf}	Porcentaje de recuperación final de oro por lixiviación.
%Ag_{Lf}	Porcentaje de recuperación final de plata por lixiviación.
%Cz	Porcentaje en peso de cenizas.
M_{Ag si}	Salida de plata del sistema de lixiviación por medio de un <i>KCA Lifter Bottle</i> .
M_{Au si}	Salida de oro del sistema en cada etapa de lixiviación por medio de un <i>KCA Lifter Bottle</i> .
V_i	Volumen de solución muestra tomada en cada etapa de lixiviación.
V_{total}	Volumen total de solución en lixiviación por medio de un <i>KCA lifter bottle</i> .

GLOSARIO

Absorción atómica	Método instrumental de la química analítica que permite medir concentraciones específicas de una gran variedad de elementos en solución.
Cabeza	Ley de la alimentación de un determinado proceso.
Carbón Virgen	Carbón activado no utilizado en el proceso.
Cenizas de carbón	Cenizas obtenidas del horno fabricado por KCA.
Cianuro libre	Concentración de iones de cianuro no asociados a ningún elemento en solución.
Ciclo del horno	Tiempo en el cual se queman finos de carbón y se obtienen cenizas altamente concentradas en oro y plata.
Colas	Residuos sólidos de un determinado proceso.
Compósito	Muestra representativa de un material determinado.
Ensayos al fuego	Método de fundición para determinar la concentración de oro y plata en muestras sólidas.

KCA	<i>Kappes, Cassidy & Associates</i> , empresa estadounidense localizada en Reno, Nevada responsable de diseñar el primer horno para obtener el oro y la plata de los residuos de carbón separando el mercurio de los gases de combustión.
<i>KCA Lifter bottle</i>	Botella de plástico HDPE diseñada por KCA especializada con cargadores en el interior que garantizan una buena mezcla entre los sólidos y la solución de cianuro.
Ley	Concentración de oro o plata en una determinada muestra, comúnmente presentada en onzas troy por tonelada estándar.
Lixiviación	Proceso de extraer desde una especie de interés por medio de reactivos que la disuelven o transforman en compuestos solubles.
Molienda	Proceso por el cual se reduce el tamaño de un material por medio de fuerzas de impacto y desgaste entre un material de mayor dureza.
Pulpa	Mezcla de sólidos y una solución, también puede llamarse lodo.
Residuos de carbón	Residuos de carbón activado con metales asociados resultantes del proceso de extracción de oro.

Supersaco

Saco fabricado con el fin de almacenar material a granel con resistencia de hasta 3 toneladas métricas.

RESUMEN

La investigación consistió en la determinación de una metodología de extracción por lixiviación con cianuro de sodio para obtener el oro y plata de las cenizas de carbón generadas por el horno fabricado por KCA, *Kappes, Cassiday & Associates*; primer horno en procesar los residuos de carbón generados en los proyectos de extracción de oro, separando el mercurio de los gases de combustión. Se utilizaron finos de carbón provenientes del proyecto de oro *Detour Lake*, localizado en Ontario, Canadá.

Como parte inicial de la investigación, se realizó un balance de oro y plata del horno para cuantificar el porcentaje de recuperación de dichos metales, así como un análisis de multi-elementos y un análisis microscópico del producto. Se determinó que se recupera el 100 % de oro y plata en el producto del horno y que las partículas de dichos metales se encuentran fuertemente asociadas a estructuras de silicio.

Se realizaron dos tipos de metodologías de lixiviación: lixiviación agitada y molienda y lixiviación. Cada uno con diferentes condiciones y equipos, a fin de determinar el proceso que permita la mayor extracción de oro y plata del producto generado por el horno. En cada uno de los procedimientos se midieron valores como el pH, oxígeno disuelto y la concentración de cianuro libre, así como la concentración de oro y plata en solución por medio de una máquina de absorción atómica. La concentración de oro y plata en las colas se determinó por el método de ensayos al fuego a través del laboratorio FLORIN de KCA.

Con base en la investigación realizada, se determinó que la mejor metodología de extracción fue moliendo el material durante 8 horas y someter la pulpa a una lixiviación agitada durante 160 horas en un *KCA Lifter bottle* (botella de plástico HDPE diseñada por KCA, especializada, con cargadores en el interior que garantizan una buena mezcla entre los sólidos y la solución de cianuro) obteniendo 96 % del oro y 77 % de la plata contenidos en los residuos de carbón. Todos los procedimientos fueron realizados tres veces con diferentes muestras, el coeficiente de variación obtenido fue del 1 %. Se recomienda realizar el estudio para determinar el tamaño de la partícula ideal para obtener el mayor porcentaje de extracción de oro y plata, esto incluye el tipo de molienda, las condiciones de operación y el tiempo de lixiviación.

OBJETIVOS

General

Determinar una metodología para extracción de oro y plata de los residuos de carbón activado utilizados en los circuitos de carbón en la industria minera, para reducir las pérdidas de los metales, utilizando como base el horno para finos de carbón fabricado por KCA.

Específicos

1. Realizar un balance de masa y un balance metalúrgico del horno para finos de carbón fabricado por KCA, para determinar el porcentaje de recuperación de oro y plata en las cenizas de carbón.
2. Realizar análisis de multielementos y análisis microscópico de las cenizas de carbón para conocer sus propiedades físicas y químicas.
3. Realizar extracción de oro y plata de las cenizas de carbón por medio de lixiviación agitada para determinar el porcentaje extraído.
4. Realizar extracción de oro y plata de las cenizas de carbón por medio de molienda y lixiviación para determinar el porcentaje extraído.
5. Comparar los métodos de extracción utilizados para determinar cuál es el más eficiente.

HIPÓTESIS

- Hipótesis estadística

Por medio de una reacción de combustión y lixiviación con cianuro de sodio, se recupera el 90 % del oro y la plata contenidos en los finos de carbón.

- Hipótesis nula

No se puede recuperar el 90 % del oro y la plata contenidos en los finos de carbón por medio de una reacción de combustión y lixiviación del producto de la combustión.

- Hipótesis alternativa

Se obtiene más del 90 % del oro y la plata contenidos en los finos de carbón por medio de una reacción de combustión seguido de una molienda y lixiviación del producto del horno.

INTRODUCCIÓN

En la mayoría de proyectos mineros de lixiviación de oro, se utiliza carbón activado para la absorción de complejos de cianuro con oro y plata. El carbón es utilizado de diferentes formas dependiendo de las características del mineral, pero en todos los casos, finos de carbón cargados en oro y plata son acumulados y almacenados después de determinado tiempo de uso, ya que no pueden seguir siendo utilizados para absorción.

Por lo regular, los proyectos mineros tratan de vender estos finos de carbón a una refinería debido al valor de sus metales preciosos, pero las altas concentraciones de contaminantes se han convertido en un impedimento de compra y transporte que hacen difícil la recuperación del valor contenido en el carbón.

KCA, una empresa líder en la industria minera de oro, ha desarrollado un horno capaz de procesar los finos de carbón separando los contaminantes a niveles admitidos, dejando como producto, ceniza de carbón altamente concentrada en oro y plata.

En virtud que es un gran avance en la minería, con el fin del aprovechamiento máximo de dicho invento, se realizará el estudio para determinar las propiedades y medios adecuados que permitan una extracción de oro y plata de por lo menos 90 % a través de métodos de lixiviación convencionales escala laboratorio. De esta manera se podría recuperar el valor de los metales preciosos de los finos de carbón con los procesos disponibles en sitio, eliminando los problemas de transporte y espacio para almacenamiento.

1. MARCO CONCEPTUAL

1.1. Antecedentes

La solubilidad del oro en soluciones de cianuro fue descubierta en el año 1783 por Scheele de Suecia, para ser estudiado después, en los años de 1840-50, por Elkington y Bagration en Rusia, Elsner en Alemania, y Faraday en Inglaterra. Elsner propuso una ecuación de reacción entre oro y cianuro, la cual representa solo una de las etapas de la reacción completa, pero que aún puede apreciarse en algunas publicaciones de extracción de oro.

En 1867, Rae de Estados Unidos, patentó un proceso para la lixiviación de minerales concentrados en oro y plata con cianuro; sin embargo, este nunca fue utilizado. El proceso de lixiviación con cianuro conocido en la actualidad fue patentado por MacArthur y los hermanos Forrest entre los años de 1887 y 1888. Fue rápidamente comercializado, con su primera aparición en el proyecto Crown Mine, Nueva Zelanda, 1889. Esta tecnología se difundió rápidamente para ser usada en proyectos como Robinson Deep (Sur África) en 1890; Mercur (Utah) y Calumet (California) en 1891; El Oro (México) en 1900 y La Belliere (Francia) en 1904.

En las minas de Witwatersrand, el oro fue descubierto a leyes mucho más bajas de las trabajadas previamente. Se incorporó un proceso de precipitación con zinc a la lixiviación, desplazando casi completamente los métodos convencionales de gravitación, aumentando la extracción de oro de un 70 % a un 95 %, rescatando así la industria que se encontraba en período de declive. Muestra de ello es el incremento de la producción de oro en Sur África, de 300

000 oz en 1888 a 3 millones de oz en 1898. Precipitación con zinc es comúnmente llamado proceso Merrill-Crow, el cual es ampliamente utilizado en la actualidad.

A principios del siglo XIX, surgieron los primeros descubrimientos de la absorción de complejos e iones metálicos de soluciones acuosas en carbón activado. En 1890 ya era considerado como una posible alternativa para la precipitación con zinc; sin embargo, el único método conocido para recuperar el oro del carbón era por combustión y fundición de la ceniza resultante, por lo que era muy costoso y no competitivo. La primera planta CIP (Carbón en la pulpa) en utilizar carbón granular fue probablemente el proyecto San Andreas de Copán (Honduras) en 1949. El carbón cargado era vendido a una refinería.

Mayor parte del trabajo de investigación se hizo por Zadra, Salisbury y Ross en la agencia de investigación de minería de los Estados Unidos, USBM (*U.S. Bureau of Mines*) para desarrollar un proceso de extracción del oro en el carbón, permitiendo que el carbón pueda seguir siendo utilizado. Este proceso se llamó Elución, desabsorbiendo el complejo de oro, formando así una solución altamente concentrada donde el oro puede ser recuperado por electrólisis con cátodos de acero.

En todos los sistemas de extracción de oro, el carbón pierde sus cualidades absorbentes con el paso del tiempo, dando lugar a una pérdida de carbón y sus metales preciosos contenidos en él. Considerables esfuerzos e investigaciones se han realizado para establecer en dónde ocurre el mayor desgaste del carbón. Cuantificar esto fue difícil, pues la pérdida de masa en el carbón es pequeña. Bailey P.R. en 1985 en su publicación *Uso del carbón activado para la recuperación de oro* muestra un estudio de las pérdidas de carbón, distribuidas de la siguiente manera:

Tabla I. **Pérdidas de carbón por etapas**

PROCESO	PÉRDIDA
Absorción	40 %
Intercambios del carbón en el circuito de absorción	6 %
Elución (incluyendo la transferencia a regeneración)	7 %
Regeneración	47 %

Fuente: BAILEY, Paul Robert. *Uso del carbón activado para la recuperación de oro*. p. 58.

Haciendo un total de 46 % en lo que respecta al circuito de absorción. Cualquier cantidad de carbón que es desechado en las colas, puede contener tanto oro como el carbón pudo haber absorbido durante su vida útil dentro del circuito.

La compañía AZMET de Sur África, ha desarrollado un proceso para el tratamiento de desechos de carbón, que consiste en la separación física con una malla de 1 mm. El material grueso es tratado con un baño ácido, luego se lleva a cabo una elución donde se separa el oro en solución que se precipita con el método convencional de electrólisis, para luego ser transportado al horno de fundición y recuperar así el oro. Los finos menores a 1 mm son incinerados, la ceniza resultante se envía al horno de fundición.

El 8 de mayo del 2001, M. HILL Eric y KUAN LING Hsing patentaron la investigación *Method of recovering gold from the fine carbon residue from coarse carbon, gold recovery* (Método de recuperación de oro de los residuos de finos y grueso de carbón), Patente no. US 6,228,334 B1 un proceso por el cual se transfiere el oro de los finos de carbón a otras partículas de carbón de mayor tamaño. El oro puede ser extraído de los gruesos de carbón por medio de elución y electrólisis. Los resultados de su investigación muestran una

transferencia total entre 89 % y 96 % de oro después de varios ciclos de contacto.

En febrero de 2002, LIN H.K., OLESON J.L., HOLLOW J.T., WALSH D.E. de la Universidad de Alaska, FAIRBANKS, publicaron un artículo llamado *Characterization and flotation of gold in carbon fines at the fort knox mine, alaska* (Caracterización y flotación del oro en los finos de carbón en la mina FORT KNOX, ALAKSA). Los resultados muestran que el 80% de la cantidad de oro presente en el carbón es oro libre, el otro 20 % se encuentra absorbido en el carbón. Más del 95 % de oro y 90 % de carbón puede ser recuperado por 3 estaciones de flotación, seguidas de 2 estaciones de flotación para carbón. El estudio preliminar económico demuestra que el costo de flotación en sitio, más el embarque del concentrado, es más rentable que el costo de embarque el carbón cargado sin procesar fuera del proyecto.

El 21 de julio del año 2016, YAHORAVA Volha, BAZKHO Volha y HENDRIETE Marta, de Randburg, Sur África, patentaron la investigación *Gold recovery from carbón* (Recuperación de oro del carbón) Patente no. US 2016/0208361 A1. Consiste en la transferencia de oro de los finos de carbón hacia una resina, por medio de un intercambio iónico en presencia de un agente lixivante adecuado. Se obtuvo una recuperación del 95 % del oro contenido en los finos de carbón. El oro puede extraerse de la resina con elución utilizando H_2SO_4 1 M y electrólisis.

1.2. Justificación

En la industria minera, como parte del proceso de extracción, carbón activado es cargado con altos porcentajes de oro y plata, que luego son extraídos por medio del proceso de elución, por lo que continuamente se

generan desechos de finos de carbón. Ya que los finos de carbón están cargados de minerales preciosos, muchos proyectos almacenan el carbón con el fin de poder venderlo a refinerías y recuperar su valor. Sin embargo, vender estos finos es pérdida al tomar en cuenta los costos de embarque, tratamiento, multas por altas concentraciones de contaminantes y ensayos para la determinación de concentración. En muchos casos el proyecto minero no puede enviar por embarque los finos de carbón, o en el peor escenario la refinería no los quiere aceptar debido al alto porcentaje de contaminantes. Este tipo de problemas ha conducido a que los proyectos mineros almacenen los finos de carbón, esperando por un proceso adecuado que permita la extracción de los metales preciosos y a su vez el manejo adecuado de los contaminantes.

Por esta razón, *Kappes, Cassidy & Associates*, (KCA) una compañía especializada en el desarrollo, ingeniería e implementación de los procesos de extracción de minerales en la industria minera, ha invertido cuatro años en la creación del primer horno capaz de procesar 500 kg de carbón de cualquier tipo por día, capturando el mercurio no deseado en los gases de combustión hasta alcanzar los niveles aceptables. El motivo de la presente investigación es determinar el proceso y los medios por los cuales se pueda extraer el oro y la plata de las cenizas de carbón resultantes de la combustión en el horno, permitiendo la recuperación de dichos metales de los finos de carbón.

1.3. Determinación del problema

A continuación, se presenta la definición del problema presentado anteriormente.

1.3.1. Definición

Los desperdicios de finos de carbón de la industria minera están cargados en oro y plata, los cuales no pueden ser recuperados por los procesos convencionales de lixiviación o elución, tampoco pueden ser vendidos a refinerías debido a las altas concentraciones de mercurio. Por lo cual, dichos finos de carbón son almacenados ocupando espacio y maquinaria.

1.3.2. Delimitación

Se toma como base la reacción de combustión de los finos de carbón en el horno fabricado por la empresa KCA (*Kappes, Cassidy & Associates*) capaz de separar el mercurio de los gases de combustión. El estudio se enfoca en una metodología de lixiviación que permita la mayor extracción de oro y plata de las cenizas de carbón obtenidas del horno.

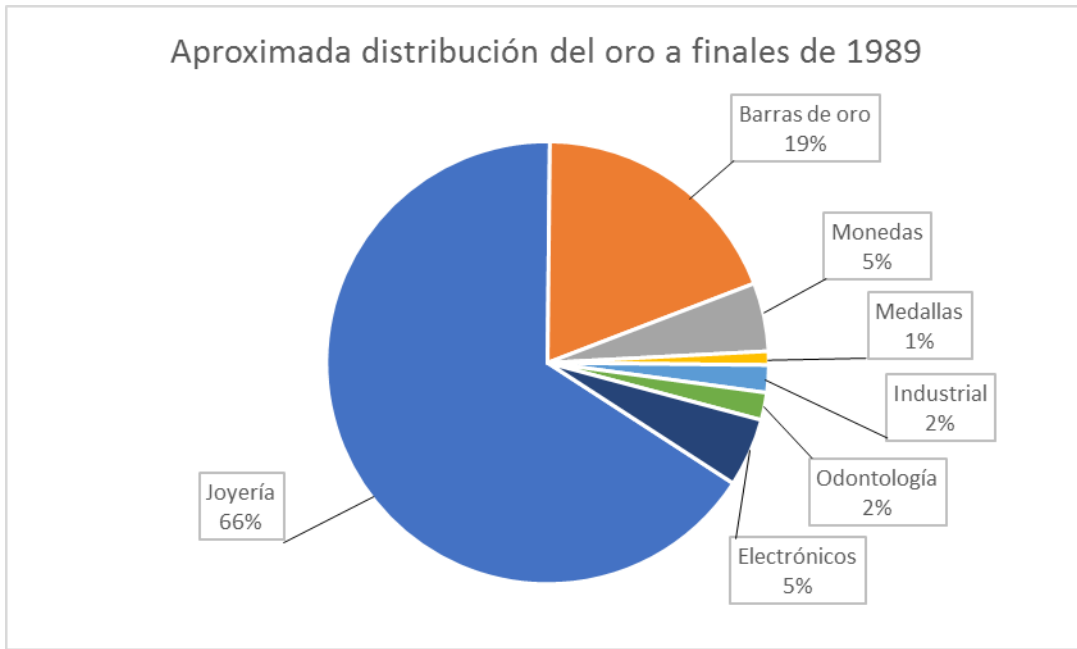
2. MARCO TEÓRICO

Muchos de los métodos utilizados en la actualidad para la extracción de oro han sido conocidos o establecidos a lo largo de la historia durante siglos. Gravitación, amalgamación, lixiviación de cianuro, cloración, precipitación con zinc, absorción en carbón, han sido utilizados en los últimos siglos. La predominancia de lixiviación con cianuro, lixiviación en patios y absorción en carbón a finales del siglo XIX, claramente divide la historia de la extracción de oro en 4 diferentes etapas:

- Prelixiviación con cianuro, pre 1888
- Lixiviación con cianuro, 1889-1971
- Era del mayor desarrollo tecnológico, 1972-2000
- Siglo XXI

Oro y cobre fueron los primeros metales usados por la humanidad debido a sus propiedades dúctiles y maleables, que permitían trabajar con ellos con herramientas primitivas. El oro era recolectado en arroyos manualmente o con métodos rústicos de gravitación. En Egipto, durante el reinado de Menes en 3050 a. de C. oro era usado como moneda monetaria en forma de granos o pequeñas barras. Sin embargo, desde esta época la mayor aplicación del oro ha sido para joyería y decoración, lo cual se mantiene en la actualidad.

Figura 1. **Aproximada distribución de oro a finales de 1989**



Fuente: MARSDEN John, HOUSE IAIN. *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 2.

Trabajos finos en oro han sido encontrados en las cuevas de Mesopotamia originarias de 2700 a. de C. Similarmente en Egipto, empezaron a minar oro con trabajos pluviales que luego se convirtieron en venas subterráneas no muy profundas en Nubia, cerca del año 1300 a. de C. Todos los trabajos de extracción de oro eran variaciones del proceso de gravitación. En Turquía, cerca del año 700 a. de C. las primeras monedas de oro fueron producidas, pero fue después del desarrollo de la purificación de oro por medio del fuego en el año 560 a. de C. donde las primeras monedas de oro fueron acuñadas. Este proceso usaba sal para remover la plata, como cloruro de plata, del oro. La aleación de oro y plata ya era conocida por los egipcios en el año 500 a. de C.

2.1. Lixiviación

En el contexto de extracción de oro, lixiviación es la disolución de un metal o mineral en un líquido. La reacción de mayor relevancia es la disolución de oro en solución acuosa que requiere dos cosas, agente formador de complejo y un oxidante para alcanzar aceptables índices de lixiviación. Solo un limitado número de ligandos forman complejos suficientemente estables para ser usados en procesos de extracción de oro. El cianuro ha sido utilizado universalmente, por su bajo costo y su gran efectividad para formar complejos con oro y plata en solución, además de su selectividad sobre otros metales. El oxidante comúnmente utilizado es oxígeno, provisto por aire atmosférico, lo cual hace atractivo el proceso.

Varios procesos con cianuro han sido desarrollados, tales como lixiviación agitada, lixiviación en pilas y cianuración intensa. Otros reactivos además del cianuro ofrecen varias ventajas, como:

- Menos problemas ambientales, la aplicación de cianuro es legalmente complicada en algunos lugares.
- Mayor rapidez en la cinética de lixiviación de oro.
- Posible aplicación en medios ácidos.
- Más selectivos que el cianuro respecto al oro y plata sobre otros metales.

Sin embargo, la mayoría tiene significativas desventajas que no hacen conveniente su aplicación a larga escala.

2.2. Cianuración

Simple sales de cianuro como cianuro de sodio, cianuro de potasio y cianuro de calcio, se disuelven rápidamente en agua, formando iones de cianuro libre.



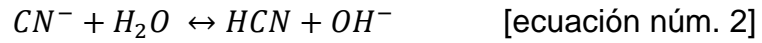
Tabla II. **Solubilidad en agua de las sales de cianuro**

Compuesto	Cianuro disponible, %	Solubilidad en agua a 25°C (g/100 cc)
NaCN	53,100	48,000
KCN	40,000	50,000
Ca(CN) ₂	56,500	Descomposición

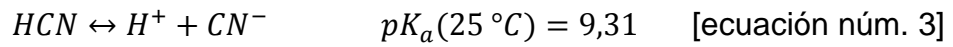
Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 234.

Los tres compuestos han sido utilizados ampliamente como fuentes de cianuro para lixiviación, y han sido efectivos en todos los casos. Cianuro de sodio y potasio han sido más utilizados que cianuro de calcio debido a la pureza y facilidad de transporte y manipulación. En algunos casos, el cianuro es comprado como solución acuosa de cianuro, el cual está disponible ampliamente en muchos lugares del mundo, disminuyendo costos de operación al disolver en sitio.

Iones de cianuro se hidrolizan en agua para formar cianuro de hidrógeno molecular e iones hidroxilos, con un correspondiente incremento del pH, como sigue:

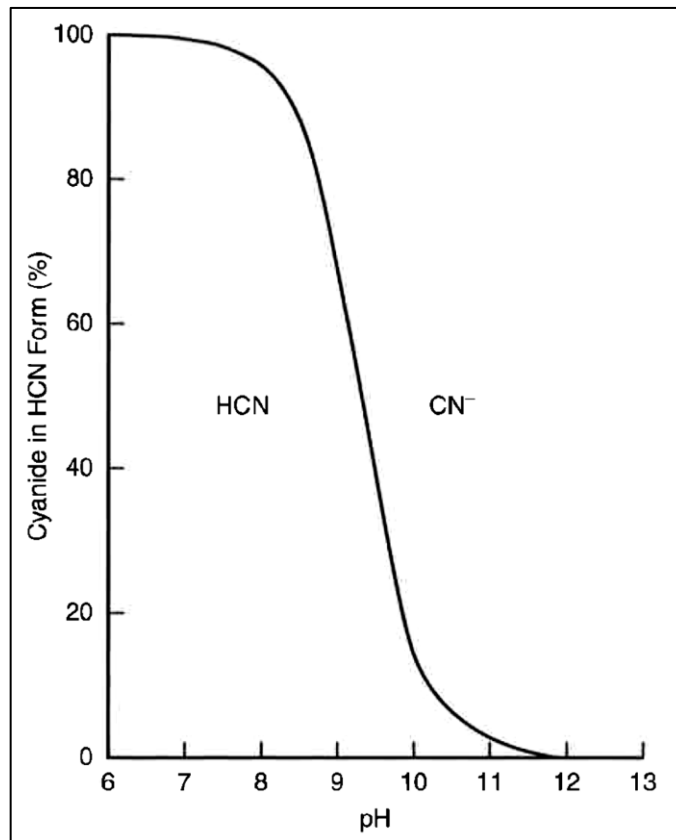


Cianuro de hidrógeno es un ácido débil, que se disocia parcialmente en agua como sigue:



En la figura 2 se muestra el equilibrio de disociación de estas especies en función del pH.

Figura 2. **Ácido de cianuro presente en función del pH**

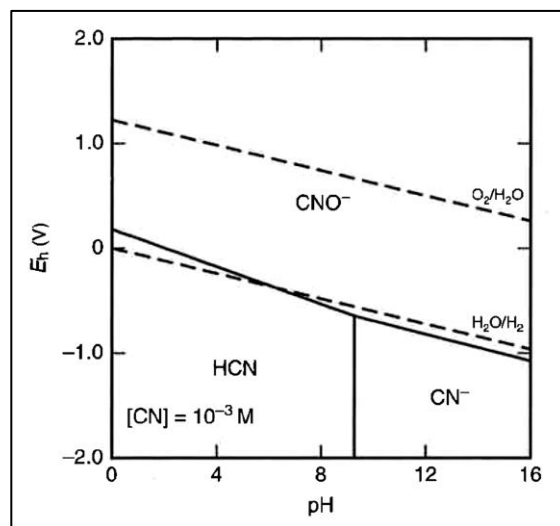


Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 235.

A un pH de aproximadamente 9,3, la mitad del cianuro total existe como cianuro de hidrógeno y la otra mitad como iones de cianuro libres. A un pH de 10,2, más del 90 % del cianuro total existe como iones de cianuro libres, mientras que a un pH de 8,4 más del 90 % existe como cianuro de hidrógeno. Esto es muy importante porque el cianuro de hidrógeno tiene una elevada presión de vapor, 100 kPa a 26 °C, y consecuentemente se volatiliza fácilmente a condiciones normales de temperatura y presión, llevando a pérdidas significativas de cianuro. Como resultado, la mayoría de sistemas de lixiviación con cianuro trabajan arriba de un pH de 10, minimizando cualquier pérdida de cianuro; sin embargo, efectos adversos pueden ser generados con un pH demasiado alto.

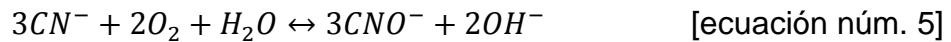
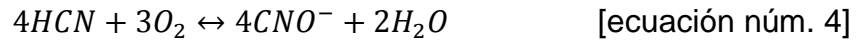
Cianuro de hidrógeno y iones libres de cianuro pueden ser oxidados a cianatos bajo condiciones considerablemente oxidantes, como se ilustra en la Figura 3.

Figura 3. **Diagrama Eh vs pH para cianuro**



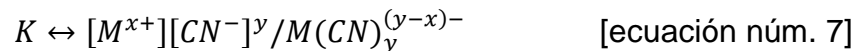
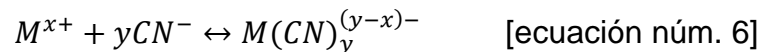
Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p.235.

Las reacciones importantes que se llevan a cabo son las siguientes:



Estas reacciones son indeseables en la lixiviación porque reducen la concentración de iones libres de cianuro, además que las especies de cianato formadas no disuelven el oro. Estas reacciones ocurren muy lentamente, por lo que se requieren de especies oxidantes como ozono (O_3), peróxido de hidrógeno (H_2O_2), o hipoclorito (HOCl) para que las reacciones ocurran a velocidades considerables. Cuando la fuente de oxígeno es el aire, estas reacciones son extremadamente lentas y pueden ser aceleradas con luz ultravioleta, transferencia de calor, bacterias y catalizadores como dióxido de titanio, óxido de zinc y sulfito de cadmio.

Los iones de cianuro libre forman complejos con muchos metales, de transición en su mayoría, los cuales varían en estabilidad y solubilidad. La reacción se da como sigue:



La figura 4 muestra la estabilidad de los complejos que el cianuro puede formar con diferentes metales. Los complejos pueden ser agrupados en tres categorías:

- Cianuro libre (HCN/CN)

- Ácido débil ($K \leq$ aproximadamente 30)
- Complejos fuertes de cianuro ($K >$ aproximadamente 30)

Figura 4. **Complejos de cianuro**

Chemical Formula	Quantity
CN (aq)	$G^0 = 41.2$ kcal/mol
HCN (aq)	$G^0 = 48.6$ kcal/mol
(CN) ₂ (g)	$G^0 = 71.03$ kcal/mol
HOCN (aq)	$G^0 = 28.0$ kcal/mol
OCN (aq)	$G^0 = -23.3$ kcal/mol
HNCO (g) iso-	$G^0 = -25.66$ kcal/mol
HSCN (aq)	$G^0 = 23.3$ kcal/mol
SCN (aq)	$G^0 = 22.15$ kcal/mol
HCN	$\log K_1 = 9.21$
Fe(CN) ₆ ⁴⁻	$\log \beta_6 = 35.4$
Fe(CN) ₆ ³⁻	$\log \beta_6 = 43.6$
NiCN ⁻	$\log K_1 = 7.03$
Ni(CN) ₄ ²⁻	$\log \beta_4 = 30.22$
NiHCN ₄	$\log K_{11} = 5.4$
NiH ₂ CN ₄	$\log K_{12} = 4.5$
NiH ₃ CN ₄	$\log K_{14} = 2.6$
Ni(CN) ₆ ⁴⁻	$\log \beta_6 = 26-27.5$
CuCN ₂ ⁻	$\log \beta_2 = 16.26$
CuCN ₃ ²⁻	$\log \beta_3 = 21.66$
CuCN ₄ ³⁻	$\log \beta_4 = 23.1$
CuCN (s)	$pK_{sp} = 19.49$
	$G^0 = 25.9$ kcal/mol
ZnCN ⁺	$\log K_1 = 5.3$
Zn(CN) ₂ (aq)	$\log \beta_2 = 11.07$
Zn(CN) ₃ ⁻	$\log \beta_3 = 16.05$
Zn(CN) ₄ ²⁻	$\log \beta_4 = 19.62$
Zn(CN) ₅ ³⁻	$\log \beta_5 = 20.17$
AgCN ₂ ⁻	$\log \beta_2 = 20.48$
AgCN ₃ ²⁻	$\log \beta_3 = 21.40$
AgCN ₄ ³⁻	$\log \beta_4 = 20.80$
Ag(OH)CN ⁻	$\log \beta_{11} = 13.2$
Ag(CN) (s)	$pK_{sp} = 15.66$
Au(CN) ₂ ⁻	$\log \beta_2 = 39.3$
Au(CN) ₄ ⁻	$\log \beta_4 = 56$
	$G^0 = 68.3$ kcal/mol
CdCN ⁺	$\log \beta_1 = 6.01$
CdCN ₂ (aq)	$\log \beta_2 = 11.12$
CdCN ₃ ⁻	$\log \beta_3 = 16.65$
CdCN ₄ ²⁻	$\log \beta_4 = 17.92$
Co(CN) ₆ ⁴⁻	$\log \beta_6 = 19.1$
Co(CN) ₆ ³⁻	$\log \beta_6 = 64$
	$\log \beta_6 = >50$

Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 237.

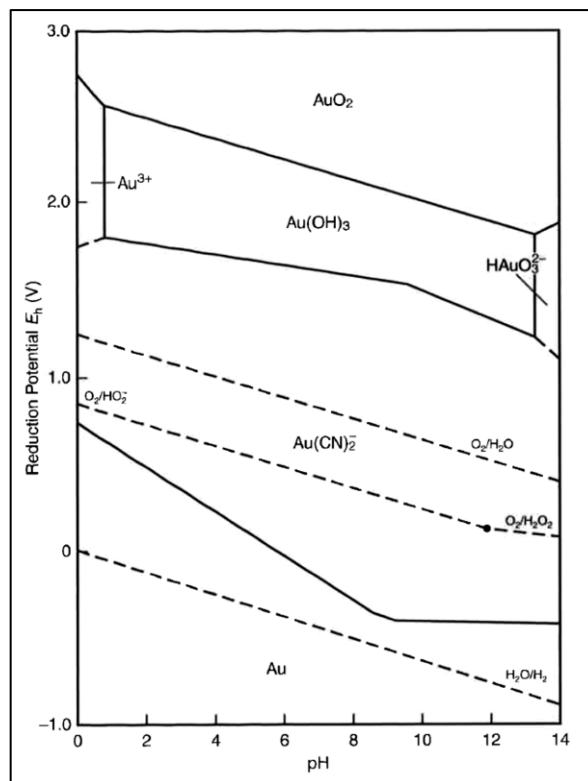
2.3. Disolución de oro

A continuación, se describe la disolución de oro.

2.3.1. Reacciones anódicas

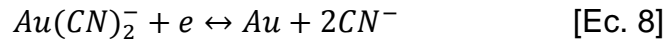
En soluciones de cianuro alcalinas, el oro se oxida a Au(I) y forma el complejo $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, como se muestra en el diagrama Eh-pH de la figura 5. El oro también se oxida a Au(III) formando el complejo $\text{Au}(\text{CN})_4^-$. Sin embargo, el complejo de Au(I) es más estable que el complejo Au(III).

Figura 5. Diagrama Eh – pH para oro

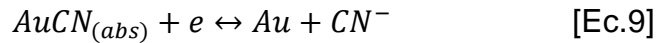


Fuente: MARS DEN John, HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction* p. 239.

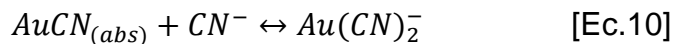
La estequiometria puede asumirse como sigue:



La oxidación procede en tres etapas. La primera representa la formación de una especie intermediaria absorbida, AuCN que causa temporalmente la pasivación de la superficie del oro:



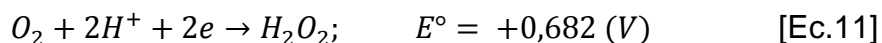
La segunda etapa se atribuye a la formación de un complejo entre los iones libres de cianuro y la especie intermedia absorbida:



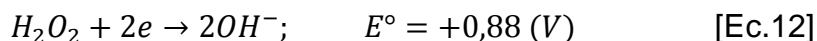
La etapa final se cree que se debe al Au(III) en la formación del óxido de oro, Au_2O_3 , el cual forma una capa que cubre la superficie del oro. De cualquier manera, tal pasivación en la superficie del oro es poco probable que ocurra ya que se requieren potenciales positivos muy altos.

2.3.2. Reacciones catódicas

Las reacciones anódicas van de la mano con las reacciones catódicas, pues es una reacción oxido-reducción. El mecanismo de reacción ha sido profundamente estudiado y ha sido tema de controversia, ya que involucra varias reacciones en serie y paralelo. Muchas investigaciones experimentales muestran que la reacción más probable es la siguiente:



El peróxido de hidrógeno formado es un oxidante fuerte, que tomará parte en futuras reacciones oxidantes:



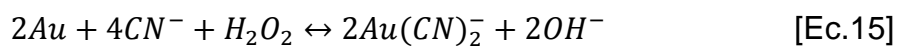
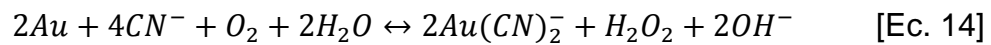
El efecto del peróxido de hidrogeno en la lixiviación de oro en medios alcalinos es un tema de controversia y debate. Estudios antiguos indicaron que la reducción de peróxido de hidrógeno en la superficie de oro es cinéticamente impedida, por lo que la disolución de oro en soluciones que contienen peróxido de hidrógeno es muy lenta. Estas investigaciones demostraron evidencia de una capa de óxido en la superficie del oro que impiden la lixiviación.

Por otro lado, el peróxido de hidrógeno se descompone en oxígeno y agua, lo que provee oxígeno disuelto en solución, como se muestra a continuación:



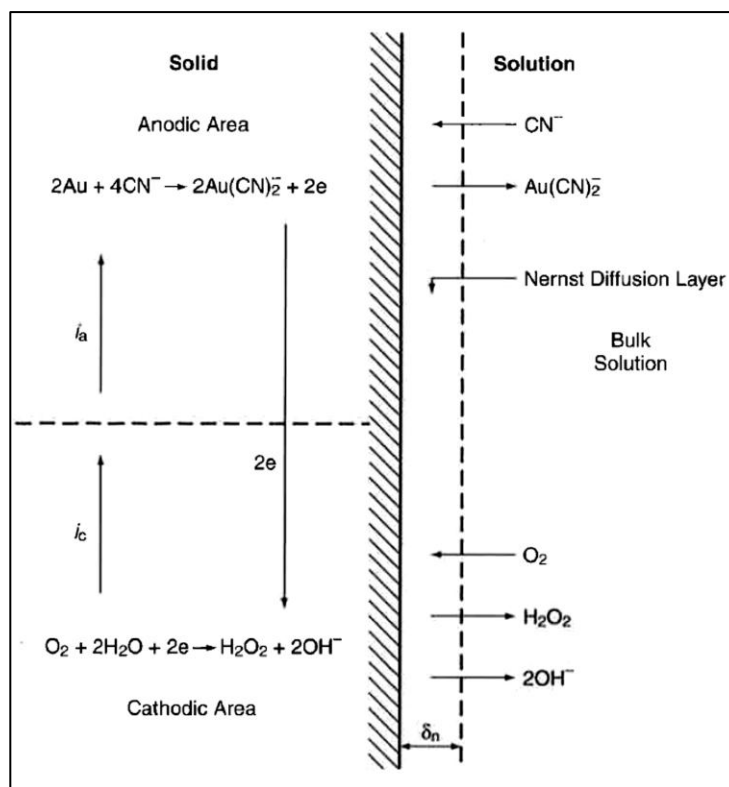
Otra investigación ha demostrado que para oro puro, la velocidad de lixiviación puede ser incrementada significativamente usando una concentración de 0,015 M H_2O_2 en una solución de 0,01 M NaCN y un pH de 10. Sin embargo, el mismo estudio muestra que a concentraciones muy bajas de peróxido, (menores a 0,0025 M) inhiben la disolución de oro. Sucede lo mismo a un pH alto, (mayores a 11) en la presencia de peróxidos, el índice de disolución de oro disminuye, debido al incremento de la oxidación de cianuro y reducción de iones de cianuro libre.

La total disolución de oro en soluciones alcalinas, donde la fuente de oxígeno es aire atmosférico, involucrando tanto las reacciones anódicas como las catódicas, se expresa por las siguientes reacciones que suceden en paralelo:



Ambas reacciones se encuentran esquematizadas en la figura 6.

Figura 6. **Reacciones en el ánodo y cátodo**



Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction* p. 242.

2.4. Cinética de la lixiviación

Los factores más influyentes en la cinética de lixiviación son los siguientes:

- Concentración de cianuro
- Concentración de oxígeno
- Temperatura
- pH
- Área superficial del oro
- Grado de agitación y transferencia de masa
- Pureza del oro
- Presencia de otros iones en solución

2.4.1. Concentraciones de cianuro y oxígeno disuelto

La condición limitante en la reacción se encuentra en el punto en el que los índices de difusión de cianuro y oxígeno son iguales, lo cual significa que cualquiera de las especies que tenga el menor índice de difusión, marcará el índice de velocidad de la reacción total. Considerando la ecuación general para disolución de oro (ecuación núm.14) se puede decir que un mol de oro requiere de medio mol de oxígeno molecular y 2 moles de iones de cianuro libre. Por medio de la ecuación de transferencia de masa se deduce la siguiente ecuación, asumiendo índices de difusión iguales, tanto para cianuro como para oxígeno:

$$(0,5D_{CN} * [CN^-])/\delta = (2D_{O_2} * [O_2])/\delta \quad [\text{Ec.16}]$$

La cual puede simplificarse en la siguiente ecuación:

$$D_{CN} * [CN^-] = 4D_{O_2} * [O_2] \quad [\text{Ec.17}]$$

Los coeficientes de difusión para cianuro y oxígeno han sido estimados en las siguientes cantidades:

- $D_{CN} = 1,83 \times 10^{-9}$
- $D_{O_2} = 2,76 \times 10^{-9}$

Esto proporciona la siguiente relación:

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6 \quad [\text{Ec.18}]$$

El cual está muy cerca de valores calculados experimentalmente. Investigaciones recientes han determinado que la relación óptima molar se encuentre entre 4:1-7:1. En la práctica, relaciones mayores a 6:1 son utilizadas para asegurar que la concentración de cianuro no es un factor limitante en la lixiviación. La concentración de cianuro es un factor fácil de controlar mediante la adición de una solución o sal de cianuro.

Este no es el caso del oxígeno, debido a las bajas concentraciones de oxígeno disuelto en agua bajo condiciones atmosféricas. Por lo tanto, las limitantes de lixiviación de oro están dadas por las condiciones atmosféricas, para aquellos sistemas que trabajan bajo estas condiciones. Al nivel del mar y 25 °C la concentración saturada de oxígeno disuelto en solución es 8,2 mg/L. Este valor disminuye en al incrementarse la altitud y la temperatura, como se muestra en la tabla III.

Tabla III. **Concentraciones de oxígeno disuelto en agua en equilibrio con aire atmosférico (21 % O₂) a diferentes temperaturas y altitudes. Valores dados en mg/L**

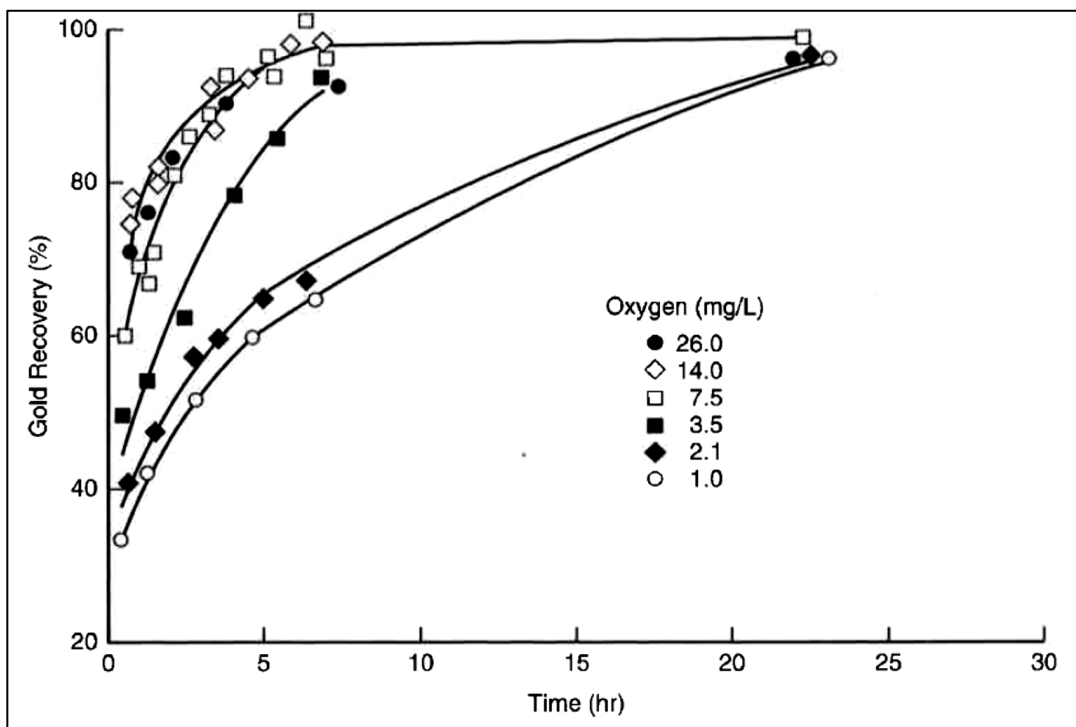
Temperatura, °C	Nivel del mar, 760 mm Hg	914 m s.n.m., 680 mm Hg	1,828 m n.s.m., (618 mm Hg)
0	14,6	13,1	11,7
5	12,8	11,4	10,3
10	11,3	10,1	9,1
15	10,1	9,0	8,1
20	9,1	8,2	7,3
25	8,3	7,3	6,6
30	7,5	6,7	6,1
35	7,0	6,2	5,6
40	6,5	5,7	5,2
45	6,0	5,3	4,8
50	5,6	4,9	4,5
60	4,8	4,2	3,8
70	3,9	3,4	3,0
80	2,9	2,4	2,0
90	1,7	1,1	0,7
100	0,0	0,0	0,0

Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 244.

La correspondiente concentración de cianuro que brinda la máxima disolución de oro a 25 °C a la altura del nivel del mar es aproximadamente 0,005 % o 0,002 M CN⁻, equivalente a 0,01% o 0,05 g/L NaCN. En sistemas de lixiviación reales, se necesitan mayores concentraciones de cianuro debido a la competición de otras especies por formar complejos con cianuro. En la figura 7 Se muestra que se la rapidez de disolución del oro es incrementada al alcanzar una concentración de 0,25 % KCN en comparación con las concentraciones menores. Usualmente, en condiciones de operación, la concentración de cianuro es más alta de la deseada; sin embargo, regulaciones ambientales a menudo dictan que debe usarse la menor concentración posible de cianuro.

En el caso de la concentración de oxígeno también aumenta la rapidez de disolución de oro al aumentar la concentración de oxígeno, y por lo tanto la extracción de oro como puede apreciarse en la figura 7.

Figura 7. **Porcentaje de extracción de oro en función del tiempo de lixiviación a diferentes concentraciones de oxígeno**



Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 247.

Sin embargo, también es importante mencionar que se alcanzan extracciones similares a bajas concentraciones de oxígeno disuelto, si el tiempo de lixiviación se extiende lo suficiente. Esto es una consideración muy importante, pues se debe siempre comparar el costo de aumentar la concentración de oxígeno contra el costo de prolongar la lixiviación.

En la práctica, existen dos métodos para incrementar la concentración de oxígeno, más allá de su saturación:

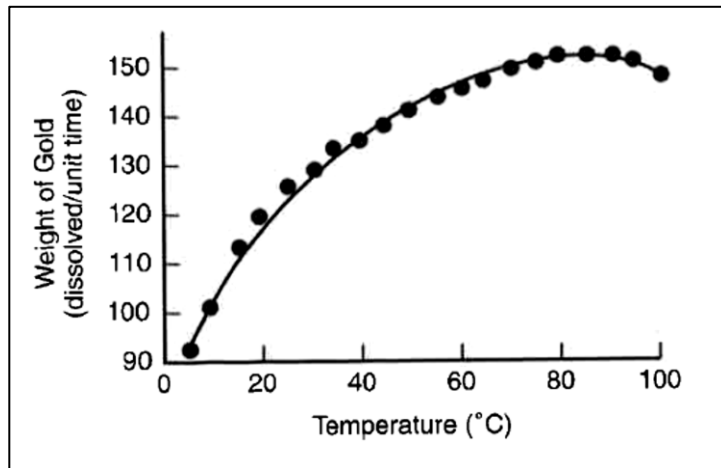
- Operación bajo presión, usando aire como oxidante.
- Usando oxígeno puro, aire enriquecido en oxígeno, peróxido de hidrógeno, o alguna otra fuente de oxígeno.

Ambos son muy caros y pueden ser justificados únicamente si existen muchas especies que consumen oxígeno junto al mineral. Un gran número de oxidantes alternativos ha sido propuesto, como peróxidos de bario, sodio, potasio, calcio y manganeso y bicromato de potasio. En general, todos ellos son caros, por lo que no han sido utilizados comercialmente a mayor escala en la industria.

2.4.2. Temperatura

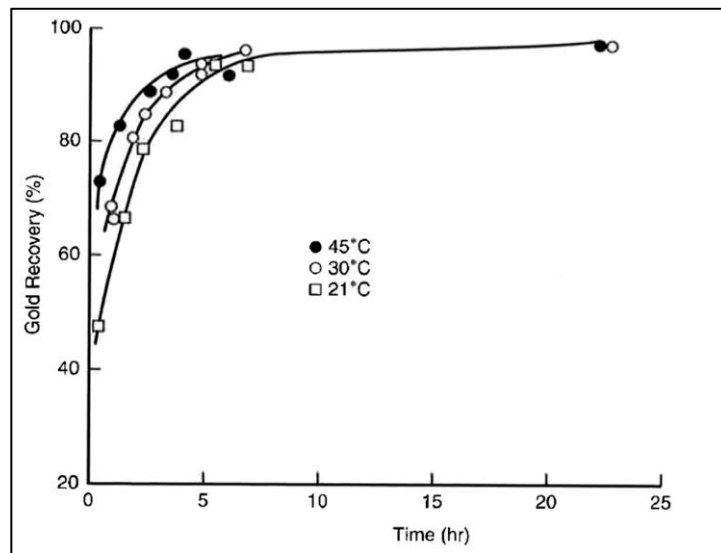
Al aumentar la temperatura, los coeficientes de activación y difusión también aumentan. Como resultado del incremento de los coeficientes de activación y difusión al elevar la temperatura, el índice de disolución de oro también aumenta hasta un máximo en 85 °C, ver figura 8. Arriba de esta temperatura, la baja solubilidad de oxígeno tiene mayor relevancia que los coeficientes de activación y difusión. En base a la figura 8 se observa que la velocidad de disolución del oro mejora solo un 25 % al aumentar la temperatura de 20 °C a 45 °C, lo cual se confirma con la figura 9, donde se alcanza el mismo porcentaje de extracción de oro a 21 °C y 45 °C después de 15 horas de lixiviación. Raramente el incremento de temperatura es justificable con minerales de bajas leyes, sin embargo, altas temperaturas han sido aplicadas en algunos proyectos donde la ley del mineral es considerablemente alta.

Figura 8. **Peso de oro disuelto por unidad de tiempo en función de la temperatura**



Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 248.

Figura 9. **Porcentaje de extracción de oro en función del tiempo a diferentes temperaturas**



Fuente: MARSDEN John. HOUSE Iain, *The Chemistry of Gold Extraction*. p. 249.

2.4.3. pH

Normalmente se trabaja con un pH mayor a 9,4 para evitar las pérdidas de cianuro por hidrólisis. Se han hecho investigaciones de lixiviación a pH bajos con el fin de reducir el consumo de bases fuertes que mantienen un pH elevado. En virtud que se forma cianuro de hidrógeno a un pH bajo, la lixiviación debe ocurrir en un sistema cerrado para evitar las excesivas pérdidas de cianuro de hidrógeno por su alta volatilidad. Se ha demostrado que el cianuro de hidrógeno es capaz de formar un complejo con el oro, con la diferencia de que es más lenta en comparación con los iones libre de cianuro. En la práctica, los principales factores que involucran el pH son los siguientes:

- Coeficiente de disolución de otros constituyentes como cobre, hierro, antimonio, telurio o minerales de arsénico que puedan afectar seriamente la lixiviación.
- Propiedades de precipitación.
- Viscosidad de la pulpa.
- Costo para la modificación del pH.

2.4.4. Área superficial

El coeficiente de disolución de oro es directamente proporcional al área expuesta del oro. La superficie expuesta está relacionada con la distribución de tamaño de partícula y algunas otras características del mineral. Normalmente, el coeficiente de disolución de oro aumenta al reducir el tamaño de partícula, debido a la liberación o exposición de las partículas de oro. Sin embargo, este no es siempre el caso, debido a que otros componentes del mineral que pueden competir con el oro por formar complejos con cianuro, son expuestos de la misma manera. En tales casos, el tamaño óptimo está dado entre la relación de

la extracción de oro y el consumo de cianuro. Alternativamente, existen pretratamientos de oxidación.

2.4.5. Agitación

La disolución de oro es usualmente transferencia de masa bajo condiciones normales de operación en los procesos de lixiviación, por lo que el coeficiente de difusión depende del grosor de la capa límite y características de mezclado. El incremento de la agitación lleva el coeficiente de difusión a su valor máximo, más allá del cual, la rapidez de agitación no tiene ningún efecto.

2.5. Consideraciones de proceso

Existen muchos métodos disponibles para la lixiviación de oro con cianuro, a continuación, se muestran los más importantes:

- Lixiviación agitada
- Lixiviación en pilas
- Lixiviación intensiva
- Lixiviación VAT
- Lixiviación in situ

La decisión del método depende primeramente de la relación entre tamaño de partícula y extracción, capital y costos de operación, y el coeficiente de disolución de oro en cada caso.

2.5.1. Lixiviación agitada

Este método ha sido utilizado durante más de 200 años. La lixiviación se lleva a cabo en sofisticados tanques de acero dentro de los cuales los sólidos se mantienen en suspensión por agitación mecánica o inyección de aire. Agitación por medio de inyección de aire en tanques con la parte inferior cónica fueron ampliamente utilizados en los primeros años de cianuración, que luego fueron sustituidos por sistemas de agitación mecánica, reduciendo el consumo de energía y mejorando la eficiencia de mezcla, lo cual a su vez, mejora la cinética de lixiviación.

2.5.1.1. Tamaño de partícula

El 80 % del mineral a ser lixiviado es reducido a un tamaño de partícula entre 45 μ m y 150 μ m. Raramente este proceso es aplicado a sólidos de mayor tamaño debido a la dificultad de mantener en suspensión partículas de dicho tamaño, además que los efectos de abrasión incrementan.

2.5.1.2. Densidad

La densidad de pulpa se encuentra usualmente entre 35 % y 50 %, dependiendo de la gravedad específica de los sólidos, tamaño de partícula y la presencia de otros minerales que alteran la viscosidad de la pulpa. La transferencia de masa es mejorada a densidades bajas, sin embargo, el tiempo de retención de sólidos en los tanques es mayor a densidades altas. Adicionalmente se reduce el consumo de reactivos en virtud de que el volumen por unidad de masa es menor.

2.5.1.3. pH

La solución alcalina requerida para la modificación del pH debe ser siempre agregada antes de la adición de cianuro para evitar las pérdidas por hidrólisis. La mayoría de sistemas de lixiviación operan entre un pH de 10 y 11. Se puede utilizar hidróxido de calcio o hidróxido de sodio. Hidróxido de calcio es el más barato, pero es menos soluble y tiene a formar sales que precipitan fácilmente, además de la formación de escamas. Óxido de calcio es una alternativa, pero es menos eficiente para modificar el pH.

El hidróxido de sodio es más eficiente que el hidróxido de calcio, con el inconveniente de que disuelve una gama amplia de minerales (como silicio) por sus características dispersantes. Esto resulta en la precipitación de especies indeseables que afectan procesos posteriores, por lo que el hidróxido de calcio es generalmente preferido sobre el hidróxido de sodio.

2.5.1.4. Cianuro

El cianuro puede ser agregado en la etapa de molienda o en la primera etapa de lixiviación, sin embargo, el cianuro se sigue dosificando en etapas posteriores para mantener la concentración de cianuro y maximizar así la disolución de oro. En la ausencia de minerales que consumen cianuro, las concentraciones de cianuro utilizadas en la práctica varían entre 0,05 a 0,75 g/L NaCN. En casos donde el mineral contiene una cantidad significativa de consumidores de cianuro, las concentraciones de cianuro varían entre 2 a 10 g/L NaCN. La concentración de cianuro puede ser monitoreada con técnicas simples de titulación con suficiente precisión y exactitud.

2.5.1.5. Oxígeno

Típicamente, el oxígeno se introduce al sistema en forma de aire por medio de inyectores o por sistemas de aireación. Se trata de alcanzar los niveles de saturación de oxígeno que las condiciones del ambiente permitan (tabla no. III). El sistema óptimo de inyección de aire depende de la geometría del tanque de lixiviación. La inyección puede ser desde el fondo del tanque, en la parte superior del tanque o a través del eje mecánico de agitación.

2.5.1.6. Tiempo de residencia

El tiempo de residencia óptimo depende de las características de lixiviación y de las características del mineral, por lo que debe ser determinado con pruebas de laboratorio. En la práctica, el tiempo varía desde un par de horas hasta varios días. Regularmente, la etapa de lixiviación se lleva a cabo de 4 a 10 estaciones, donde el volumen de cada tanque y el número de estaciones depende del flujo de pulpa, el tiempo de residencia requerido y la eficiencia de mezclado del equipo disponible.

2.5.2. Lixiviación en pilas

Es un proceso de menor costo mejor ajustado para minerales con bajas leyes que no pueden justificar los altos costos de molienda y lixiviación agitada. El mineral puede ser procesado al tamaño actual de la mina o puede ser triturado. El tamaño óptimo es determinado entre la recuperación de oro y los costos de trituración. El tipo de transporte de sólidos juega también un papel muy importante en el tamaño de partícula, en virtud que las bandas transportadoras son las más eficientes y que las partículas muy grandes pueden representar un problema para este tipo de transporte.

Este proceso fue aplicado por primera vez a escala industrial en 1971 en la mina Carlin, Nevada y fue basada en los estudios de la agencia de investigación de minería de los Estados Unidos USBM (*U.S. Bureau of mines*). En la actualidad, este proceso es utilizado en todo el mundo, habiendo plantas de hasta 200 000 toneladas por día, a elevadas altitudes y climas severos. Regularmente las pilas se construyen sobre áreas cubiertas con materiales impermeables para proteger el suelo y los alrededores. Existen algunos casos, los cuales son muy escasos, donde no se requiere impermeabilizar la superficie debido a la topografía y geología del terreno, acompañado con las reglamentaciones requeridas del lugar.

3. MARCO METODOLÓGICO

3.1. Variables

Durante la investigación, recopilación y estudio de la información presente en libros de texto y artículos científicos será necesario contar con variables dependientes e independientes para evaluar a escala laboratorio el tema planteado.

Tabla IV. **Definición operacional y descripción de variables independientes**

Núm.	Variable	Dimensional	Constante	Variable	Descripción
1	Masa de los finos de carbón	kg	x		Carbón impregnado con oro y plata.
2	Concentración de oro en los finos de carbón	mg/kg	x		Ensayos al fuego por medio del laboratorio FLORIN
3	Concentración de plata en los finos de carbón	mg/kg	x		Ensayos al fuego por medio del laboratorio FLORIN
4	Concentración de mercurio en los finos de carbón	mg/kg	x		Análisis de mercurio por medio del laboratorio FLORIN
5	Silicio fino	Kg	x		Lecho de silicio dentro del horno como filtro para el aire
6	Silicio grueso	Kg	x		Lecho de silicio dentro del horno como filtro para el aire
7	Concentración de cianuro de sodio	g/L		x	Concentración del agente extractor presente en la lixiviación.
8	Velocidad de agitación molienda	rpm	x		Velocidad del impulsor del molino vertical.
9	Velocidad de agitación <i>KCA Lifter bottle</i>	rpm	x		Velocidad de los rodillos para el <i>KCA Lifter bottle</i> .

Fuente: elaboración propia.

Tabla V. **Definición operacional y descripción de variables dependientes**

Núm.	Variable	Dimensional	Descripción
1	Masa del producto del horno	kg	Producto de la reacción de combustión, cenizas + silicio.
2	Concentración de oro en solución	mg/L	Oro disuelto en solución por lixiviación.
3	Concentración de plata en solución	mg/L	Plata disuelta en solución por lixiviación.
4	Cianuro libre	g/L	Concentración de iones de cianuro libre presentes a lo largo del período de lixiviación.
5	Porcentaje de extracción	%	Porcentaje de mineral extraído.

Fuente: elaboración propia.

3.2. Delimitación del campo de estudio

Es la circunscripción específica del campo, área, línea y sector industrial de los cuales forma parte la investigación, así como el lugar, espacio físico o ambiente geográfico en donde se ejecutó dicho proyecto.

3.2.1. Campo de estudio

Lixiviación, operaciones unitarias de transferencia de calor y masa, Análisis cualitativo y cuantitativo.

3.2.2. Etapas que conforman la investigación

- Preparación de los finos de carbón para alimentar el horno
- Producción de ceniza concentrada en oro y plata
- Elaboración del balance de metalúrgico del horno

- Realizar un análisis microscópico del producto y un análisis de multi-elementos.
- Determinación de la extracción de oro y plata por medio de lixiviación en mesa de agitación.
- Determinación de la extracción de oro y plata por medio de tratamientos con hidróxido de sodio e hidróxido de calcio.
- Determinación de la extracción de oro y plata por medio de lixiviación agitada en un *KCA Lifter bottle*.
- Determinación de la extracción de oro y plata por medio de lixiviación y molienda.

3.2.3. Ubicación del desarrollo de la investigación

Instalaciones de Kappes, Cassidy & Associates. 7950 Security Circle, Reno, Nevada 89506.

3.3. Recursos humanos disponibles

A continuación, se describen los recursos humanos con los que se contaron.

3.3.1. Investigador

- Jetro Gabriel Hernández Ambrosio

3.3.2. Asesora

- PhD. Casta Petrona Zeceña Zeceña

3.3.3. Co Asesores

- Ing. Daniel Kappes
- Ing. Nick Valdez
- Dustin Albin

3.4. Recursos materiales disponibles

Es el conjunto de todos aquellos recursos tangibles y de consumo que serán utilizados en el desarrollo de la investigación, tales como materias primas, reactivos, insumos, cristalería y equipo.

3.4.1. Materia prima

- Finos de Carbón del proyecto minero *Detour Lake*, localizado en Ontario, Canadá.

3.4.2. Equipo de medición

- Balanza analítica
- Potenciómetro
- Termómetro
- Medidor de Oxígeno disuelto
- FAAS, *Flame atomic absorption spectroscopy*
- ICP, *Atomic Emission Spectroscopy*
- Coulter Counter

3.4.3. Cristalería

- Beacker
- Probetas
- Earlenmeyers
- Balones aforados
- Tubos de ensayo
- Varillas de agitación

3.4.4. Reactivos

- Cianuro de Sodio
- Agua destilada
- Hidróxido de sodio
- Hidróxido de calcio
- Nitrato de plata
- Soluciones Buffer 7 & 10

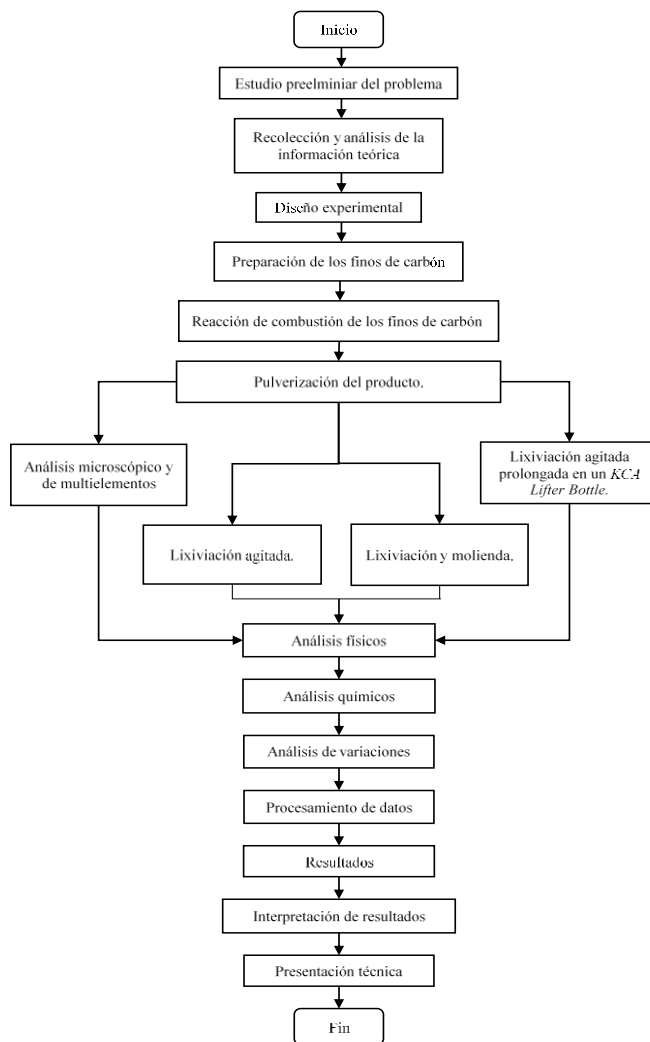
3.4.5. Equipo auxiliar

- Separador centrifugo
- Agitador magnético
- Agitador mecánico
- *KCA Lifter bottles*
- Molino vertical con esferas de circonio
- Espátulas
- Soportes universales
- Pipetas

3.5. Técnica cuantitativa

La investigación a realizar, se desarrolla a través de técnicas cuantitativas con base en las variables descritas, utilizando parámetros cualitativos como apoyo en la interpretación del estudio

3.5.1. Diseño general de la técnica cuantitativa



Fuente: elaboración propia.

3.6. Recolección y ordenamiento de la información

- Metodología experimental – balance de masa del horno para finos de carbón.
- Metodología experimental – lixiviación agitada
 - Lixiviación con mesa de agitación
 - Pretratamiento con hidróxido de sodio
 - Pretratamiento con hidróxido de calcio
 - Lixiviación en un *KCA lifter bottle*
- Metodología experimental – Lixiviación y molienda
 - Lixiviación y molienda simultánea
 - Lixiviación de material ultrafino

3.6.1. Metodología experimental – balance de masa del horno para finos de carbón

A continuación, se muestra la metodología experimental y la preparación de las muestras.

3.6.1.1. Preparación de las muestras

Se dispone de un saco con 1 000 kg de finos de carbón provenientes del proyecto *Detour Lake Gold*, localizado en Ontario, Canadá.

- Con una espátula se toman muestras del saco hasta llenar una bolsa de 5 kg.
- Etiquetar y sellar la bolsa.
- Repetir el paso anterior hasta obtener 30 bolsas de 5 kg.
- Repetir los pasos 1 - 3 hasta formar 4 lotes de 150 kg.

3.6.1.2. Corrida núm. 1

- Tamizar un lote de finos de carbón de *Detour Lake Gold* en una malla de 6,3 milímetros y separar el material grueso (>6,3 mm).
- Tamizar el material fino (<6,3 mm) en un vibrador SWECO (0,4 m de diámetro) con una malla de 0,600 mm.
- El material obtenido mayor a 0,600 mm se divide en 30 bolsas de 5 kg, se etiqueta y se sellan.
- Tomar muestras de 166,7 g de cada bolsa para generar un compósito de 5 kg. Las bolsas se deben agitar manualmente antes de tomar las muestras.
- Colocar el compósito sobre una bandeja y dividirlo en 4.
- Combinar dos cuartos del compósito y pesar. Los cuartos restantes se etiquetan y se almacenan.
- Se coloca la muestra en un horno a 30 °C.
- Pesar la muestra diariamente hasta observar un peso constante. Se reporta dicho peso.
- La muestra seca se divide en dos. Una parte se etiqueta y se almacena y la otra parte se envía al laboratorio FLORÍN para análisis de multi-elementos.
- El material mayor a 0,600 mm obtenido del vibrador SWECO se alimenta a mano en el horno KCA.
- Encender el horno y dejarlo trabajar hasta que las condiciones del equipo lo permitan.
- Reportar el peso total alimentado a la tolva con el número de bolsas.
- Reportar el peso de finos de carbón restantes en la tolva de alimentación.
- Retirar el producto del horno a mano y colocarlo en bolsas.
- Reportar el peso total del producto.
- Ajustar el tamaño del producto a una malla de 6,3 mm.

- Mezclar el producto y colocar en bolsas de 5 kg.
- Tomar 166,7 g de cada bolsa para generar un compósito de 5 kg. Las bolsas se deben agitar manualmente antes de tomar las muestras.
- Colocar el compósito sobre una bandeja y dividirlo en 4.
- Combinar dos cuartos del compósito y pesar. La muestra se pulveriza hasta un tamaño objetivo de 80 % pasando una malla de 0,075 mm. Los cuartos restantes se etiquetan y se almacenan.
- Dividir el material pulverizado en dos partes. Una parte se envía al laboratorio FLORÍN para análisis de multielementos, la otra parte se almacena.

3.6.1.3. Corrida núm. 2

- Separar 15 porciones de 1,5 kg de los residuos del material mayor a 0,6 mm obtenido del vibrador SWECO de la corrida núm. 1.
- Preparar 15 bolsas de 3,5 kg de carbón virgen.
- Mezclar cada porción a fin de formar 15 porciones de 5 kg cada una.
- Tomar muestras de 166,7 g de cada bolsa para generar un compósito de 5 kg. Las bolsas se deben agitar manualmente antes de tomar las muestras.
- Colocar el compósito sobre una bandeja y dividirlo en 4.
- Combinar dos cuartos del compósito y pesar. Los cuartos restantes se etiquetan y se almacenan.
- Se coloca la muestra en un horno a 30 °C.
- Pesar la muestra diariamente hasta observar un peso constante. Se reporta dicho peso.
- La muestra seca se divide en dos. Una parte se etiqueta y se almacena y la otra parte se envía al laboratorio FLORÍN para análisis de multielementos.

- Colocar las bolsas iniciales de 5kg en la tolva de alimentación del horno KCA.
- Encender el horno y dejarlo trabajar hasta que las condiciones del equipo lo permitan.
- Reportar el peso total alimentado a la tolva con el número de bolsas.
- Reportar el peso de finos de carbón restantes en la tolva de alimentación.
- Retirar el producto del horno a mano y colocarlo en bolsas.
- Reportar el peso total del producto.
- Ajustar el tamaño del producto a una malla de 6,3 mm.
- Mezclar el producto y colocar en bolsas de 5 kg.
- Tomar 166,7 g de cada bolsa para generar un compósito de 5 kg. Las bolsas se deben agitar manualmente antes de tomar las muestras.
- Colocar el compósito sobre una bandeja y dividirlo en 4.
- Combinar dos cuartos del compósito y pesar. La muestra se pulveriza hasta un tamaño objetivo de 80 % pasando una malla de 0,075 mm. Los cuartos restantes se etiquetan y se almacenan.
- Dividir el material pulverizado en dos partes. Una parte se envía al laboratorio FLORÍN para análisis de multielementos, la otra parte se almacena.

3.6.1.4. Corrida núm. 3

- Tamizar un lote de finos de carbón de *Detour Lake Gold* en una malla de 6,3 milímetros y separar el material grueso (>6,3 mm).
- Tamizar el material fino (<6,3 mm) en un vibrador SWECO (0,4 m de diámetro) con una malla de 0,600 mm por vía húmeda.
- Secar el material mayor a 0,600 mm en un horno toda la noche.
- Dividir el material seco en 30 bolsas de 5 kg, se etiquetan y se sellan.

- Tomar muestras de 166,7 g de cada bolsa para generar un compósito de 5 kg. Las bolsas se deben agitar manualmente antes de tomar las muestras.
- Colocar el compósito sobre una bandeja y dividirlo en 4.
- Combinar dos cuartos del compósito y pesar. Los cuartos restantes se etiquetan y se almacenan.
- Se coloca la muestra en un horno a 30 °C.
- Pesar la muestra diariamente hasta observar un peso constante. Se reporta dicho peso.
- La muestra seca se divide en dos. Una parte se etiqueta y se almacena y la otra parte se envía al laboratorio FLORÍN para análisis de multi-elementos.
- Colocar las bolsas iniciales de 5kg en la tolva de alimentación del horno KCA.
- Encender el horno y dejarlo trabajar hasta que las condiciones del equipo lo permitan.
- Reportar el peso total alimentado a la tolva con el número de bolsas.
- Reportar el peso de finos de carbón restantes en la tolva de alimentación.
- Retirar el producto del horno a mano y colocarlo en bolsas.
- Reportar el peso total del producto.
- Ajustar el tamaño del producto a una malla de 6,3 mm.
- Mezclar el producto y colocar en bolsas de 5 kg.
- Tomar 166,7 g de cada bolsa para generar un compósito de 5 kg. Las bolsas se deben agitar manualmente antes de tomar las muestras.
- Colocar el compósito sobre una bandeja y dividirlo en 4.
- Combinar dos cuartos del compósito y pesar. La muestra se pulveriza hasta un tamaño objetivo de 80 % pasando una malla de 0,075 mm. Los cuartos restantes se etiquetan y se almacenan.

- Dividir el material pulverizado en dos partes. Una parte se envía al laboratorio FLORÍN para análisis de multi-elementos, la otra parte se almacena.

3.6.2. Metodología experimental – pruebas de lixiviación agitada

A continuación, se presentan las pruebas de lixiviación agitada realizadas.

3.6.2.1. Preparación de las muestras

- Utilizar un supersaco diferente de finos de carbón provenientes del proyecto *Detour Gold Lake*.
- Colocar los finos de carbón en bolsas de 5 kg.
- Etiquetar las bolsas y sellarlas.
- Colocar las bolsas de carbón que se puedan en la tolva de alimentación del horno KCA.
- Encender el horno y dejarlo trabajar hasta que el equipo lo permita.
- Remover la ceniza obtenida por la combustión de los finos de carbón con una bomba de vacío y colocarla en bolsas. Etiquetar las bolsas con la siguiente identificación: 75952 A.
- Remover el silicio sinterizado a mano y colocarlo en bolsas. Etiquetar las bolsas con la siguiente identificación: 75952 B.
- Remover el silicio con una espátula y colocarlo en bolsas. Etiquetar las bolsas con la siguiente identificación: 75952 C.
- Pulverizar 1 000 g de cada una de las muestras obtenidas por separado hasta alcanzar un tamaño objetivo de 80 % pasando una malla de 0,075 mm.

3.6.2.2. Lixiviación agitada en mesa de agitación

- Agregar 10 gramos de ceniza pulverizada 75952 A en un tubo de centrífuga de 50 ml.
- Agregar 30 ml de solución de cianuro de sodio a 5g/L.
- Colocar el tubo de centrífuga con pulpa en el agitador mecánico durante 24 horas a temperatura ambiente.
- Después de las 24 horas de lixiviación, colocar el tubo en el separador centrífugo por 5 minutos.
- Decantar la solución clara en otro tubo de centrífuga de 50 mL, medir el volumen y etiquetar el tubo.
- Reemplazar el volumen removido con solución de cianuro de sodio a 5 g/L.
- Repetir los pasos 3, 4, 5 y 6. Hasta completar 72 horas de lixiviación.
- Lavar las colas del tubo de centrífuga en una bandeja.
- Secar la muestra y enviarla al laboratorio FLORIN para ensayos al fuego de oro y plata.
- Titular las soluciones obtenidas en cada una de las etapas de lixiviación con solución de AgNO_3 4.34 g/L utilizando 2.5 mL de la muestra.
- Medir y reportar el pH de la solución.
- Medir y reportar la concentración de oxígeno disuelto.
- Filtrar la solución restante con una jeringa y un filtro de 0,45 micrones.
- Enviar la solución filtrada al laboratorio FLORIN para análisis de oro y plata en el equipo de absorción atómica.
- Repetir el procedimiento completo con las muestras 75952 B y 75952 C.

3.6.2.3. Tratamiento con hidróxido de sodio

- Colocar 10 gramos de ceniza pulverizada 75952 A en un tubo de centrífuga de 50 mL.
- Agregar 30 mL de agua potable.
- Agregar 0,50 gramos de hidróxido de sodio.
- Agitar el tubo de centrífuga en un baño de agua a 80 °C por 4 horas.
- Remover el tubo de centrífuga del baño de agua y agregar 0,15 gramos de cianuro de sodio.
- Colocar el tubo de centrífuga en una mesa de agitación por 1 hora a temperatura ambiente.
- Colocar el tubo en el separador centrífugo y verter la solución clara en un nuevo tubo de centrífuga de 50 mL.
- Titular la solución obtenida con solución de AgNO_3 4.34 g/L utilizando 2,5 mL de la muestra.
- Medir y reportar el pH de la solución.
- Medir y reportar la concentración de oxígeno disuelto.
- Filtrar la solución restante con una jeringa y un filtro de 0,45 micrones.
- Enviar la solución filtrada al laboratorio FLORIN para análisis de oro y plata en el equipo de absorción atómica.
- Lavar las colas dentro del tubo de centrífuga en una bandeja.
- Secar la muestra y enviarla al laboratorio FLORIN para ensayos al fuego de oro y plata.
- Repetir el procedimiento completo con las muestras 75952 B y 75952 C.

3.6.2.4. Tratamiento con óxido de calcio

- Colocar 10 gramos de ceniza pulverizada 75952 A en un tubo de centrífuga de 50 mL.

- Agregar 30 mL de agua potable.
- Agregar 0,5 g de CaO.
- Agitar el tubo de centrifuga en un baño de agua a 80 °C por 4 horas.
- Remover el tubo de centrifuga del baño de agua y agregar 0,15 gramos de cianuro de sodio.
- Colocar el tubo de centrifuga en una mesa de agitación por 1 hora a temperatura ambiente.
- Colocar el tubo en el separador centrífugo y verter la solución clara en un nuevo tubo de centrifuga de 50 mL.
- Titular la solución obtenida con solución de AgNO₃ 4,34 g/L utilizando 2,5 mL de la muestra.
- Medir y reportar el pH de la solución.
- Medir y reportar la concentración de oxígeno disuelto.
- Filtrar la solución restante con una jeringa y un filtro de 0,45 micrones.
- Enviar la solución filtrada al laboratorio FLORIN para análisis de oro y plata en el equipo de absorción atómica.
- Lavar las colas dentro del tubo de centrifuga en una bandeja.
- Secar la muestra y enviarla al laboratorio FLORIN para ensayos al fuego de oro y plata.
- Repetir el procedimiento completo con las muestras 75952 B y 75952 C.

3.6.2.5. Lixiviación agitada en un *KCA Lifter bottle*

- Agregar 500 gramos de ceniza pulverizada 75952 A en el *KCA Lifter bottle*.
- Agregar 1 500 mL de solución de cianuro de sodio 5 g/L. Colocar la tapadera.
- Colocar el bote de *KCA Lifter bottle* en los rodillos.

- Encender el motor de los rodillos y ajustar el reóstato a una velocidad de giro de 15 rpm.
- Después de 2 horas, remover el *KCA Lifter bottle* de los rodillos.
- Dejar reposar el bote por 15 minutos hasta observar una solución clara en la parte superior.
- Remover lentamente 20 mL de solución clara con una pipeta. Verterlo en un tubo de centrifuga de 50 mL y etiquetarlo.
- Agregar 20 mL de agua fresca.
- Titular la solución obtenida con solución de AgNO_3 4,34 g/L utilizando 2,5 mL de la muestra para determinar la concentración de cianuro libre.
- Agregar la cantidad de cianuro de sodio necesaria para mantener una concentración de 5 g/L.
- Colocar el *KCA Lifter bottle* de nuevo en los rodillos.
- Medir y reportar el pH de la solución.
- Medir y reportar la concentración de oxígeno disuelto.
- Filtrar la solución restante con una jeringa y un filtro de 0,45 micrones.
- Enviar la solución filtrada al laboratorio FLORIN para análisis de oro y plata en el equipo de absorción atómica.
- Repetir los pasos 5-14 para períodos de lixiviación de 4, 8, 24, 48, 72 y 96 horas.
- Apagar el motor de los rodillos.
- Filtrar la pulpa al vacío en un kitasato de 3 L.
- Agitar el frasco y tomar una muestra de 50 mL en un tubo de centrifuga de 100 mL, etiquetarlo como PLS.
- Decantar el resto de solución como ácido de cianuro.
- Preparar una solución básica con 0,25 g de Ca(OH)_2 en 3 L de agua.
- Lavar los sólidos con 1 500 ml de solución básica.

- Agitar el frasco y tomar una muestra de 50 mL en un tubo de centrifuga de 100 mL, etiquetarlo como LAVADO.
- Secar las colas en una bandeja y enviarlas al laboratorio FLORIN para ensayos al fuego de oro y plata.
- Repetir el procedimiento completo con las muestras 75952 B y 75952 C.

3.6.3. Metodología experimental – pruebas de lixiviación y molienda

A continuación, se presentan las pruebas de lixiviación y molienda realizadas.

3.6.3.1. Lixiviación y molienda simultánea

- Colocar 200 g de ceniza pulverizada 75952 A dentro del contenedor del molino.
- Agregar 400 mL de solución de cianuro de sodio 5 g/L.
- Agregar 0,12 g de $\text{Ca}(\text{OH})_2$.
- Agregar 2 000 g de esferas de circonio de 1 mm.
- Medir y reportar el peso del contenedor del molino, impulsor y pulpa.
- Encender el motor del impulsor y ajustar la velocidad a 600 rpm.
- Completar una hora de lixiviación y molienda simultánea.
- Apagar el motor del impulsor del molino.
- Tamizar el producto del molino en una malla 20 Mesh Tyler colocando una cubeta de 5 galones en el fondo para recuperar los finos.
- Remover las esferas de circonio.
- Filtrar al vacío la pulpa obtenida en la cubeta en un kitasato de 3 L.
- Agitar el frasco y tomar una muestra de 50 mL en un tubo de centrifuga de 100 mL y etiquetarlo.

- Desechar el resto de solución como ácido de cianuro.
- Secar las colas en una bandeja y enviarlas al laboratorio FLORIN para ensayos al fuego de oro y plata.
- Repetir el procedimiento completo con las muestras 75952 B y 75952 C.

3.6.3.2. Lixiviación de material ultrafino

- Colocar 200 g de ceniza pulverizada 75952 B2 dentro del contenedor del molino.
- Agregar 200 mL de solución de cianuro de sodio 5 g/L.
- Agregar 3 000 g de esferas de circonio de 1 mm.
- Medir y reportar el peso del contenedor del molino, impulsor y pulpa.
- Encender el motor del impulsor y ajustar la velocidad a 600 rpm.
- Verificar el peso del contenedor del molino, impulsor y pulpa una hora después y agregar la cantidad de agua necesaria para mantener el peso original.
- Completar 8 horas de molienda.
- Verificar el peso del contenedor del molino, impulsor y pulpa y agregar la cantidad de agua necesaria para mantener el peso original.
- Apagar el motor del impulsor del molino.
- Tamizar el producto del molino en una malla 20 Mesh Tyler colocando una cubeta de 5 galones en el fondo para recuperar los finos.
- Remover las esferas de circonio.
- Colocar la pulpa en un *KCA Lifter Bottle*.
- Agregar 1 300 mL de agua potable.
- Dejar reposar el bote por 15 minutos hasta observar una solución clara en la parte superior.

- Remover lentamente 20 mL de solución clara con una pipeta. Verterlo en un tubo de centrifuga de 50 mL y etiquetarlo.
- Reponer 20 mL con agua potable.
- Titular la solución obtenida con solución de AgNO_3 4.34 g/L utilizando 2,5 mL de la muestra para determinar la concentración de cianuro libre.
- Agregar la cantidad de cianuro de sodio necesaria para mantener una concentración de 5 g/L.
- Colocar el bote de *KCA Lifter bottle* en los rodillos.
- Encender el motor de los rodillos y ajustar el reóstato a una velocidad de giro de 15 rpm.
- Medir y reportar el pH de la solución.
- Medir y reportar la concentración de oxígeno disuelto.
- Filtrar la solución restante con una jeringa y un filtro de 0,45 micrones.
- Enviar la solución filtrada al laboratorio FLORIN para análisis de oro y plata en el equipo de absorción atómica.
- Repetir los pasos 14-24 para períodos de lixiviación de 16, 40, 64, 88, 112, 136 y 160 horas.
- Apagar el motor de los rodillos.
- Filtrar la pulpa al vacío en un kitasato de 3 L.
- Agitar el frasco y tomar una muestra de 50 mL en un tubo de centrifuga de 100 mL, etiquetarlo como PLS.
- Decantar el resto de solución como ácido de cianuro.
- Preparar una solución básica con 0,25 g de $\text{Ca}(\text{OH})_2$ en 3 L de agua.
- Lavar los sólidos con 3 000 ml de solución básica.
- Agitar el frasco y tomar una muestra de 50 mL en un tubo de centrifuga de 100 mL, etiquetarlo como LAVADO.
- Secar las colas en una bandeja y enviarlas al laboratorio FLORIN para ensayos al fuego de oro y plata.

- Repetir el procedimiento completo con dos compósitos diferentes de la muestra 75952 B2.

3.7. Tabulación, ordenamiento y procesamiento de la información

A continuación, se muestran las tablas que fueron utilizadas para la tabulación de los datos experimentales.

Tabla VI. **Datos de alimentación al horno**

Corrida núm.	Peso húmedo, g	Peso seco, g	Peso en tolva de alimentación, kg	Peso residual en tolva, kg	Sílice fina, kg	Sílice gruesa, kg	Peso total del producto, kg
1							
2							
3							

Fuente: elaboración propia.

Tabla VII. **Lixiviación en mesa de agitación – datos experimentales**

Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Corrida núm. 1/Muestra 75952 A							
0							
24							
48							
72							
Corrida núm. 2/Muestra 75952 B							
0							
24							
48							
72							
Corrida núm. 3/Muestra 75952 C							
0							
24							
48							
72							

Fuente: elaboración propia.

Tabla VIII. Lixiviación en mesa de agitación con pretratamientos – datos experimentales

Corrida núm./Muestra	Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Pretratamiento con hidróxido de sodio								
1/75952 A								
2/75952 B								
3/75952 C								
Pretratamiento con óxido de calcio								
1/75952 A								
2/75952 B								
3/75952 C								

Fuente: elaboración propia.

Tabla IX. Lixiviación y molienda simultánea – datos experimentales

Corrida núm./Muestra	Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	pH	Cianuro libre, mg/L	Cianuro total, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
1/75952 A								
2/75952 B								
3/75952 C								

Fuente: elaboración propia.

Tabla X. **Lixiviación agitada en un KCA lifter bottle – datos experimentales**

Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	Cianuro de sodio agregado, g	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Corrida núm. 1/Muestra 75952 A								
2								
4								
8								
24								
48								
72								
96								
PLS								
LAVADO								
Corrida núm. 2/Muestra 75952 B								
2								
4								
8								
24								
48								
72								
96								
PLS								
LAVADO								
Corrida núm. 3/Muestra 75952 C								
2								
4								
8								
24								
48								
72								
96								
PLS								
LAVADO								

Fuente: elaboración propia.

Tabla XI. **Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* de ceniza ultrafina – datos experimentales**

Período de lixiviación, h	Salida de oro, µg	Oro disuelto, µg	Extracción de oro, mg/kg	Porcentaje de extracción, %Au	Salida de plata, µg	Plata disuelta, µg	Extracción de plata, mg/kg	Extracción de plata, %
Corrida núm. 1/Muestra 75952 A								
2								
4								
8								
24								
48								
72								
96								
PLS								
LAVADO								
Corrida núm. 2/Muestra 75952 B								
2								
4								
8								
24								
48								
72								
96								
PLS								
LAVADO								
Corrida núm. 3/Muestra 75952 C								
2								
4								
8								
24								
48								
72								
96								
PLS								
LAVADO								

Fuente: elaboración propia.

3.8. Análisis estadístico

El número en interés en la investigación es el porcentaje de extracción de oro y plata, por lo que cada uno de los procedimientos descritos para lixiviación de los objetivos 3 y 4 se realizará 3 veces con diferentes muestras de cenizas para determinar el coeficiente de variación estadístico y validar así el resultado. El rango de tolerancia para validar el porcentaje extraído será de 0 % - 10 %,

más allá de este rango se deberán determinar las causas por las cuales el resultado no es congruente entre una repetición a otra, ya sea por el uso inadecuado de los equipos, un procedimiento incorrecto, el método de muestreo o bien alguna razón físico química de la reacción misma.

3.8.1. Medidas de tendencia central

A continuación, se presentan las medidas de aritmética

3.8.1.1. Media aritmética

La medida más popular de la tendencia central es lo que el lego llama un “promedio” y lo que los estadistas llaman “media aritmética” o solamente una media. Esta se define como sigue:

La media de n números es la suma de los mismos dividida entre n

$$\bar{x} = \frac{\sum x}{n}$$

Si se refiere las medidas como y o z entonces la media se expresa como \bar{y} o \bar{z} . En la fórmula para x el término $\sum x$ no establece explícitamente qué valores de x se suman; sin embargo, se comprende que $\sum x$ se refiere a todos los valores de x que se consideran en una situación determinada.¹

¹ FREUND John, SIMON Gary. *Estadística elemental*. p. 39-40.

3.8.1.2. Desviación estándar

Para definir la desviación estándar, que por mucho es la medida de variación usada con mayor frecuencia, se debe observar primero que la dispersión de un conjunto de datos es pequeña si los valores se acumulan estrechamente alrededor de su media y que se amplía si los valores se acumulan en forma esparcida alrededor de su media. Por tanto, parecería razonable medir la variación de un conjunto de datos en los términos de las cantidades por las que se desvían los valores de su media.

Un planteamiento consiste en trabajar con los cuadrados de las desviaciones de la media, esto elimina el efecto de los signos. Los cuadrados de los números reales no pueden ser negativos. Entonces, si se promedian las desviaciones cuadráticas de la media y se calcula la raíz cuadrada del resultado (para compensar el hecho de que las desviaciones se elevan al cuadrado), se tiene²:

$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{N - 1}}$$

² FREUND John, SIMON Gary. *Estadística elemental*. p. 71-72.

Tabla XII. **Validación de los porcentajes de extracción de cada metodología de lixiviación**

Método de Lixiviación	Porcentaje de extracción					
	Corrida 1	Corrida 2	Corrida 3	Promedio	Varianza	Coefficiente de variación
Lixiviación en mesa de agitación						
Pretratamiento con hidróxido de sodio						
Pretratamiento con óxido de calcio						
Lixiviación prolongada en un <i>KCA lifter bottle</i>						
Lixiviación y molienda simultánea						
Lixiviación en un <i>KCA lifter bottle</i> de material ultrafino						

Fuente: Elaboración propia.

3.9. Plan de análisis de los resultados

Los resultados obtenidos se analizaron mediante el método objetivo, en el cual solo es requerido observar los hechos reales y rechaza todo aquello que es de carácter subjetivo, para analizar y concluir objetivamente.

3.9.1. Métodos y modelos de los datos

Los datos obtenidos se analizaron de forma gráfica, matemática y estadística, con el fin de evaluar la metodología que permita el mayor porcentaje de extracción de los finos residuales de carbón.

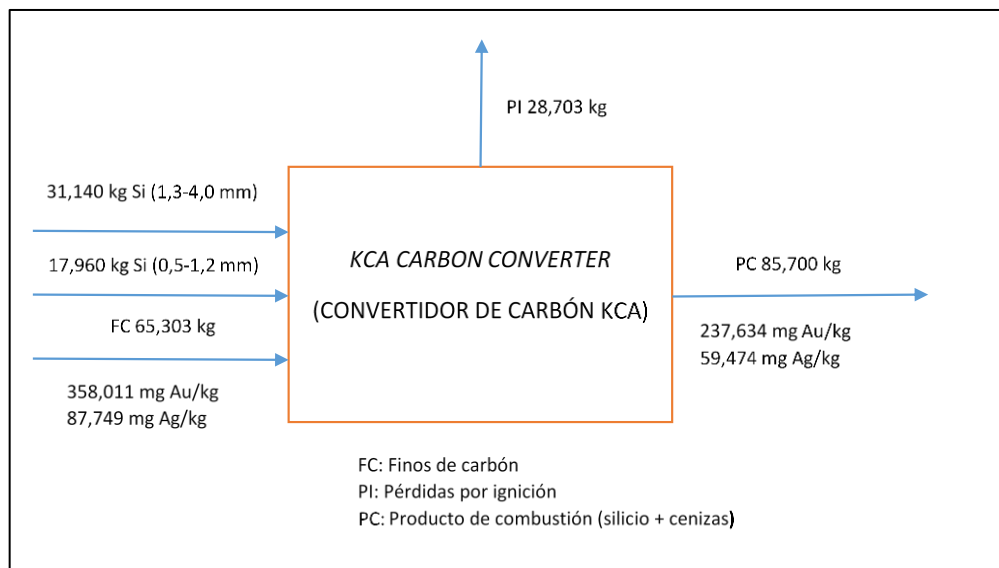
3.9.2. Programas para el análisis de datos

Se utilizó el sistema operativo Windows 10, así como los siguientes programas:

- Microsoft Word: crear y editar documentos profesionales
- Microsoft Excel: procesar, graficar y analizar información
- Microsoft PowerPoint: crear y editar presentaciones
- Microsoft Visio: crear diagramas de flujo

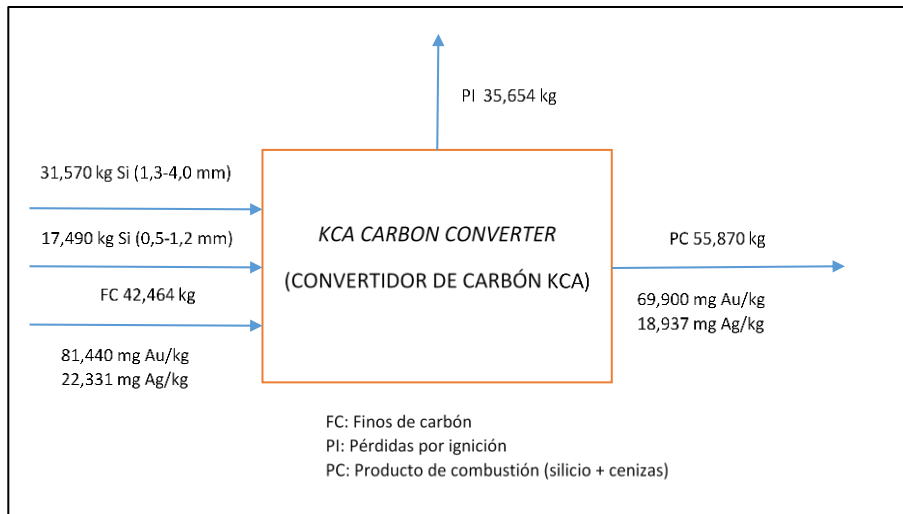
4. RESULTADOS

Figura 10. **Balance metalúrgico del horno de carbón KCA – corrida núm. 1**



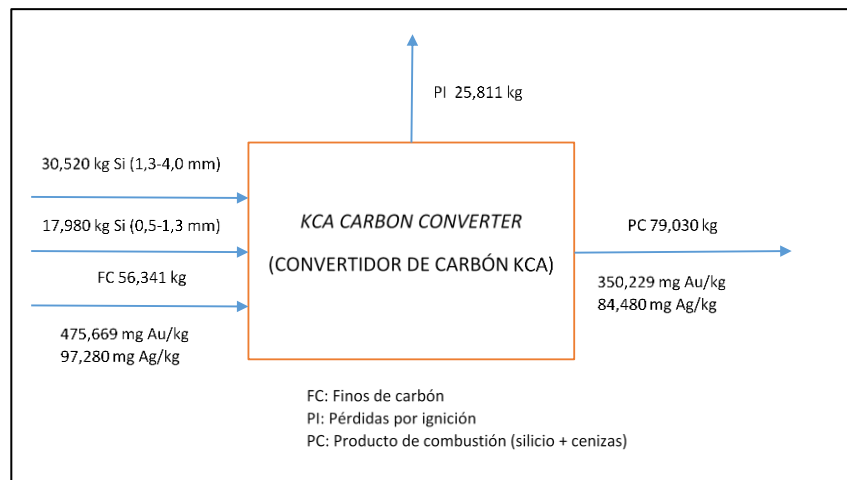
Fuente: elaboración propia.

Figura 11. **Balance metalúrgico del horno de carbón KCA – corrida núm. 2**



Fuente: elaboración propia.

Figura 12. **Balance metalúrgico del horno de carbón KCA – corrida núm. 3**



Fuente: elaboración propia.

Tabla XIII. **Recuperación de oro y plata del horno de carbón KCA**

Corrida número.	Oro en la alimentación, g	Oro en el producto, g	Recuperación de oro, %	Plata en la alimentación, g	Plata en el producto, g	Recuperación de plata, %
1	23,379	20,365	87,11 %	5,730	5,097	88,95 %
2	3,458	3,889	112,44 %	0,948	1,058	111,57 %
3	26,800	27,679	103,28 %	5,481	6,676	121,81 %
		Promedio	100,94 %		Promedio	107,44 %

Fuente: elaboración propia.

Tabla XIV. **Análisis multi-elementos de las cenizas de carbón**

Compuesto	Unidades	Corrida número. 1	Corrida número. 2	Corrida número. 3	Promedio
SiO ₂	%	80,40	93,30	82,30	85,33
Al ₂ O ₃	%	5,74	1,62	5,53	4,30
Fe ₂ O ₃	%	4,88	1,48	3,97	3,44
CaO	%	4,32	1,26	3,75	3,11
MgO	%	2,36	0,67	1,98	1,67
Na ₂ O	%	1,01	0,29	1,04	0,78
K ₂ O	%	0,57	0,66	0,50	0,58
TiO ₂	%	0,32	0,09	0,26	0,22
MnO	%	0,07	0,02	0,06	0,05
SrO	%	0,01	<0,01	0,01	0,01
BaO	%	0,01	<0,01	0,01	0,01
Cr ₂ O ₃	%	0,02	0,02	0,02	0,02
P ₂ O ₅	%	0,05	0,04	0,05	0,05
LOI _{1090°C}	%	0,13	0,31	0,24	0,23
SUMA	%	99,89	99,76	99,72	99,79

LOI: Porcentaje de pérdidas por ignición.

Nota: La suma es el total de los compuestos oxidados y la pérdida por ignición.

Fuente: elaboración propia.

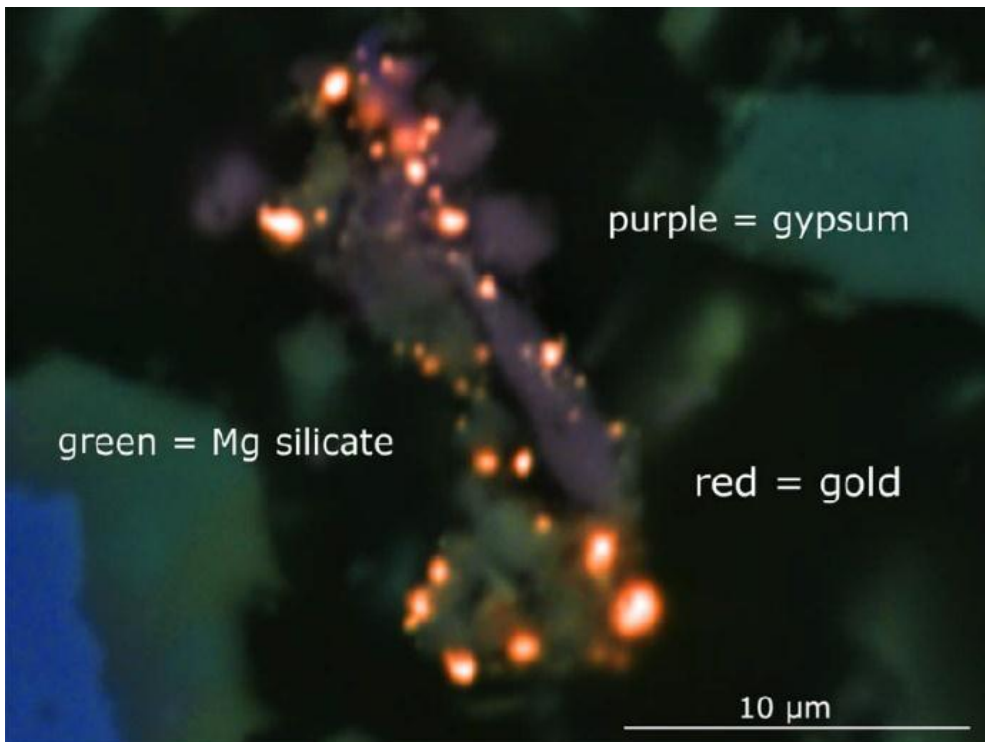
Tabla XV. **Propiedades de las cenizas de carbón**

Corrida núm.	Carbón Orgánico, %	Carbón inorgánico, %	Porcentaje de sulfitos, %	Porcentaje de sulfatos, %	Concentración de mercurio, mg/kg	Gravedad específica
1	<0.01	0,02 %	<0.01	0,08 %	<0.02	2,7181
2	0,02 %	0,03 %	<0.01	0,10 %	0,02	2,6996
3	<0.01	0,04 %	<0.01	0,17 %	0,06	2,7298

Nota: Datos obtenidos del laboratorio FLORIN de KCA, localizado en Reno, Nevada, USA.

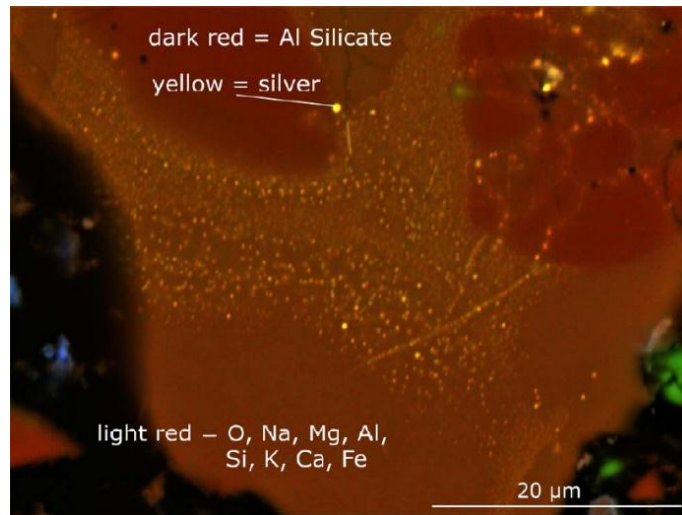
Fuente: elaboración propia.

Figura 13. **Imagen microscópica de las estructuras asociadas al oro dentro de las cenizas de carbón**



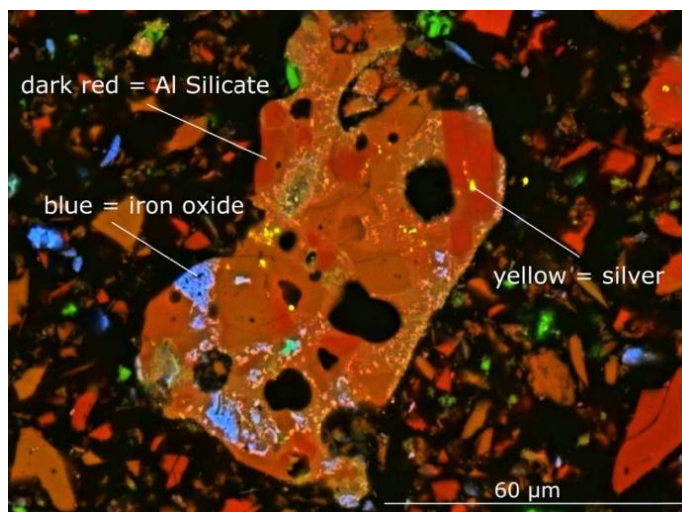
Fuente: Laboratorio FLSmidth USA inc.

Figura 14. **Imagen microscópica de las estructuras asociadas a la plata dentro de las cenizas de carbón #1**



Fuente: Laboratorio FLSmith USA inc.

Figura 15. **Imagen microscópica de las estructuras asociadas a la plata dentro de las cenizas de carbón #2**



Fuente: Laboratorio FLSmith USA inc.

Tabla XVI. **Metodología de lixiviación agitada – extracción de oro por medio de mesa de agitación**

Corrida núm.	Período de lixiviación, h	Cabeza, Au mg/kg	Extracción, Au mg/kg	Porcentaje extracción, %Au	Cabeza, Ag mg/kg	Extracción, Ag mg/kg	Porcentaje extracción, %Ag
1	72	829,874	596,950	71,93 %	181,086	49,540	27,36 %
2	72	1 426,172	1 026,900	72,00 %	179,417	89,100	49,66 %
3	72	62,903	53,344	84,80 %	53,709	11,670	21,73 %
			Promedio	76,25 %		Promedio	32,92 %

Nota: El cálculo de extracción se realizó en base a la cantidad de masa inicial utilizada.

Fuente: elaboración propia.

Tabla XVII. **Metodología de lixiviación agitada – extracción de oro y plata por medio de mesa de agitación con pretratamiento de hidróxido de sodio**

Corrida núm.	Período de lixiviación, h	Cabeza, Au mg/kg	Extracción, Au mg/kg	Porcentaje extracción, %Au	Cabeza, Ag mg/kg	Extracción, Ag mg/kg	Porcentaje extracción, %Ag
1	1	829,874	351,000	42,30 %	181,086	47,400	26,18 %
2	1	1 426,172	126,600	8,88 %	179,417	19,800	11,04 %
3	1	62,903	46,200	73,45 %	53,709	18,300	34,07 %
			Promedio	41,54 %		Promedio	23,76 %

Nota: El cálculo de extracción se realizó en base a la cantidad de masa inicial utilizada.

Fuente: elaboración propia.

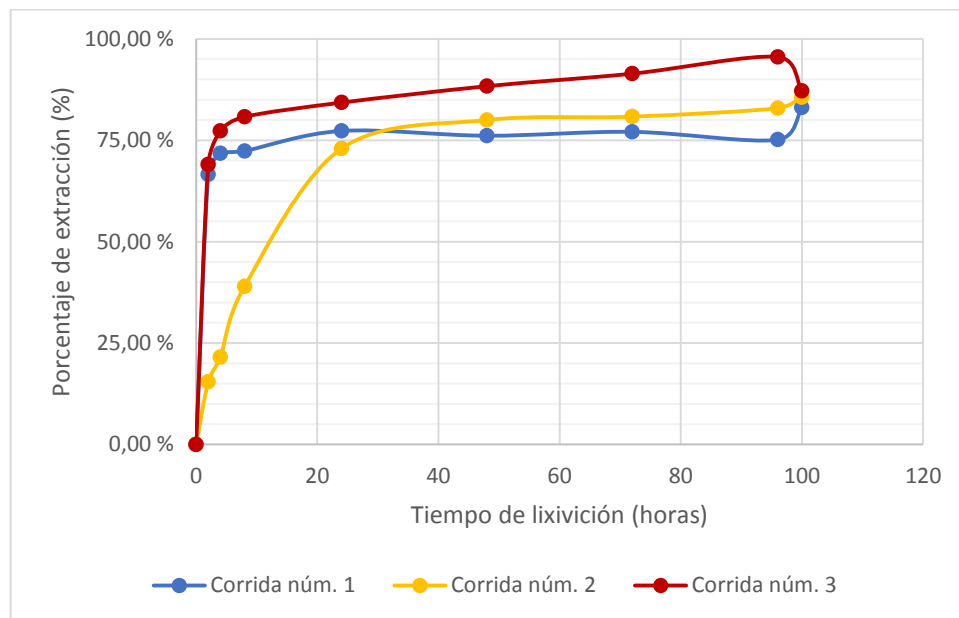
Tabla XVIII. **Metodología de lixiviación agitada – extracción de oro y plata por medio de mesa de agitación con pretratamiento de óxido de calcio**

Corrida núm.	Período de lixiviación, h	Cabeza, Au mg/kg	Extracción, Au mg/kg	Porcentaje extracción, %Au	Cabeza, Ag mg/kg	Extracción, Ag mg/kg	Porcentaje extracción, %Ag
1	1	829,874	492,000	59,29 %	181,086	35,400	19,55 %
2	1	1 426,172	198,000	13,88 %	179,417	30,300	16,89 %
3	1	62,903	37,200	59,14 %	53,709	8,370	15,58 %
			Promedio	44,10 %		Promedio	17,34 %

Nota: El cálculo de extracción se realizó en base a la cantidad de masa inicial utilizada.

Fuente: elaboración propia.

Figura 16. **Metodología de lixiviación agitada - curvas de extracción de oro por medio de en un *KCA lifter bottle***



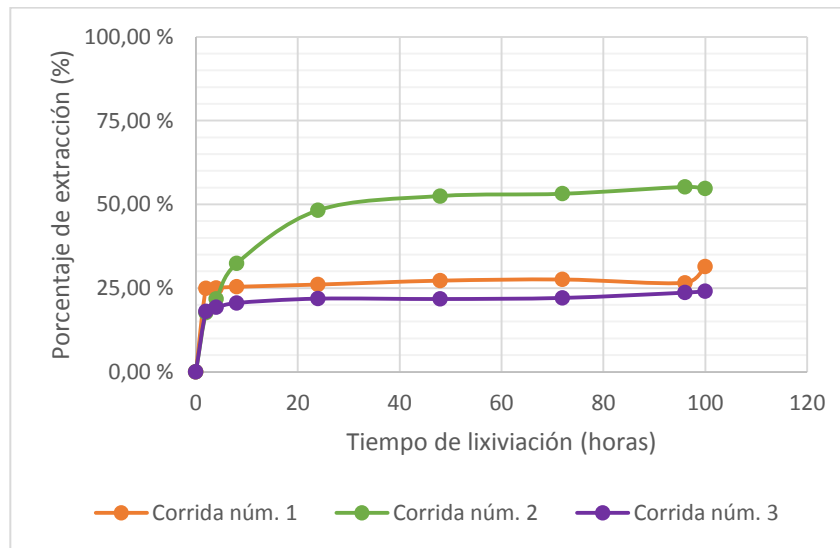
Fuente: elaboración propia.

Tabla XIX. Descripción de la figura 16

Color	Modelo matemático	R ²	Intervalo de validez
	$\%Au = -3E-08t^4 + 6E-06t^3 - 0,0004t^2 + 0,0123t + 0,6555$	0,9333	[2-96] h
	$\%Au = -6E-08t^4 + 2E-05t^3 - 0,0014t^2 + 0,0551t + 0,0342$	0,9988	[2-96] h
	$\%Au = 0,0589\ln(x) + 0,6693$	0,9616	[2-96] h

Fuente: elaboración propia.

Figura 17. Metodología de lixiviación agitada - curvas de extracción de plata por medio de un *KCA lifter bottle*



Fuente: elaboración propia.

Tabla XX. Descripción de la figura 17

Color	Modelo matemático	R ²	Intervalo de validez
	$\%Ag = -5E-10t^4 + 2E-08t^3 - 2E-06t^2 + 0,0006t + 0,2485$	0,9967	[2-96] h
	$\%Ag = -4E-08t^4 + 9E-06t^3 - 0,0008t^2 + 0,0297t + 0,1198$	0,9981	[2-96] h
	$\%Ag = 4E-10x^5 - 9E-08x^4 + 9E-06x^3 - 0,0004x^2 + 0,0073x + 0,1678$	0,9994	[2-96] h

Fuente: elaboración propia.

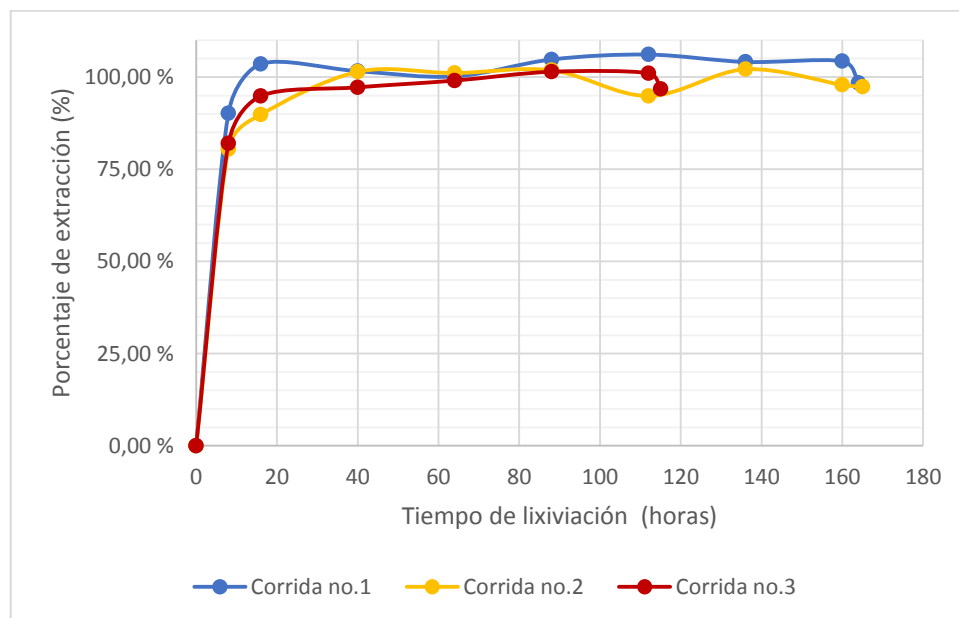
Tabla XXI. **Metodología de lixiviación y molienda – extracción de oro y plata por medio de un molino con esferas de circonio de 1 mm de diámetro**

Corrida núm.	Período de lixiviación, h	Cabeza, Au mg/kg	Extracción, Au mg/kg	Porcentaje extracción, %Au	Cabeza, Ag mg/kg	Extracción, Ag mg/kg	Porcentaje extracción, %Ag
1	1	829,874	656,000	79,05 %	181,086	64,000	35,34 %
2	1	1 426,172	582,000	40,81 %	179,417	58,000	32,33 %
3	1	62,903	28,800	45,78 %	53,709	0,900	1,68 %
			Promedio	55,21 %		Promedio	23,11 %

Nota: El cálculo de extracción se realizó en base a la cantidad de masa inicial utilizada.

Fuente: elaboración propia.

Figura 18. **Metodología de lixiviación y molienda - curvas de extracción de oro por medio de un *KCA lifter bottle* utilizando ceniza ultrafina**



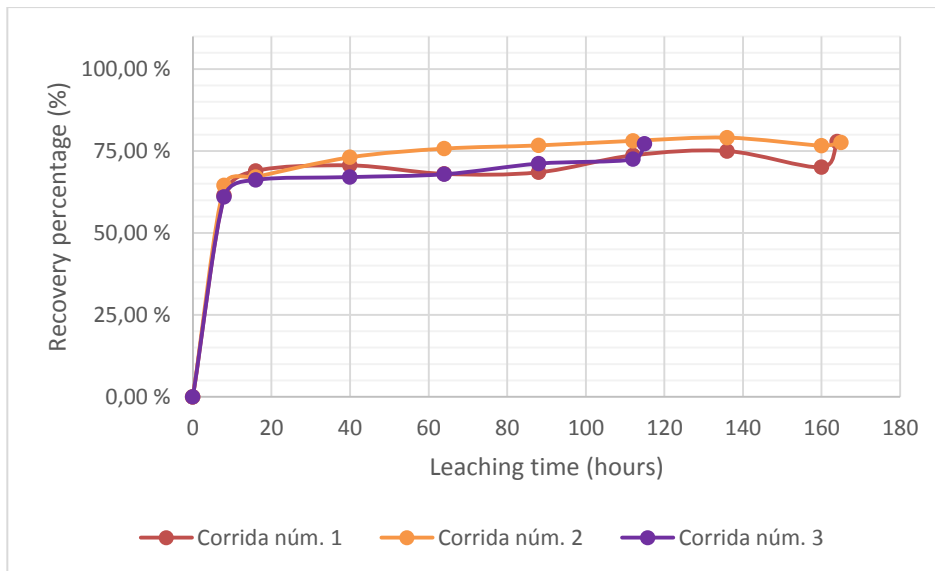
Fuente: elaboración propia.

Tabla XXII. Descripción de la figura 18

Color	Modelo matemático	R ²	Intervalo de validez
Blue	$\%Au = -3E-12x^6 + 2E-09x^5 - 4E-07x^4 + 4E-05x^3 - 0,0023x^2 + 0,0553x + 0,5873$	0,9977	[16-160] horas
Yellow	$\%Au = -3E-12x^6 + 2E-09x^5 - 3E-07x^4 + 3E-05x^3 - 0,0013x^2 + 0,0343x + 0,5959$	0,9773	[16-160] horas
Red	$\%Au = -3E-08x^4 + 9E-06x^3 - 0,0008x^2 + 0,0273x + 0,6561$	0,9580	[16-112] horas

Fuente: elaboración propia.

Figura 19. Metodología de lixiviación y molienda - curvas de extracción de plata por medio de un KCA lifter bottle utilizando ceniza ultrafina



Fuente: elaboración propia.

Tabla XXIII. Descripción de la figura 19

Color	Modelo matemático	R ²	Intervalo de validez
Orange	$\%Ag = 8E-11x^5 - 4E-08x^4 + 8E-06x^3 - 0,0006x^2 + 0,0204x + 0,4894$	0,9931	[16-160] horas
Green	$\%Ag = 0,0485\ln(x) + 0,5454$	0,9509	[16-160] horas
Purple	$\%Ag = -2E-08x^4 + 4E-06x^3 - 0,0004x^2 + 0,0123x + 0,536$	0,9866	[16-112] horas

Fuente: elaboración propia.

Tabla XXIV. **Resumen de porcentajes de extracción de oro y plata por lixiviación con cianuro de sodio**

METODOLOGÍA		Extracción de oro, %	Extracción de plata, %
Lixiviación agitada	Lixiviación en mesa de agitación	76,25 %	32,92 %
	Pretratamiento con hidróxido de sodio	41,54 %	23,76 %
	Pretratamiento con óxido de calcio	44,10 %	17,34 %
	Lixiviación en un <i>KCA lifter bottle</i>	85,25 %	36,73 %
Lixiviación y molienda	Lixiviación y molienda simultánea	55,21 %	23,11 %
	Lixiviación en un <i>KCA lifter bottle</i> de material ultrafino.	97,48 %	77,33 %

Fuente: elaboración propia.

Tabla XXV. **Metodología determinada para la extracción de oro y plata de los finos de carbón activado: molienda y lixiviación por medio de un molino vertical y un *KCA lifter bottle***

Etapa del proceso	Descripción	Cantidad	Unidades
Molienda	Cantidad de muestra	200,000	g
	Volumen de solución	200,000	mL
	Concentración de cianuro de sodio	10,000	g/L
	Porcentaje de sólidos	50,00	%
	Medio de molienda	esferas de circonio de 1 mm diámetro	-
	Tamaño de motor	1	hp
	Velocidad de agitación	600	rpm
	Tiempo de molienda	8	h
Lixiviación en un <i>KCA Lifter bottle</i>	Cantidad de muestra	200,000	g
	Volumen de solución	1 500,000	mL
	Concentración de cianuro de sodio	10,000	g/L
	Porcentaje de sólidos	12,00	%
	Velocidad de agitación	15	rpm
	Tiempo de lixiviación	160	horas
	Tamaño de partícula (80 %)	0,01000	mm

Fuente: elaboración propia.

5. INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

La empresa estadounidense KCA, *Kappes, Cassidy & Associates*, localizada en Reno, Nevada, ha diseñado un horno para quemar desechos de finos de carbón capaz de separar el mercurio de los gases de combustión dejando los metales valiosos como oro y plata en las cenizas residuales. Dichas cenizas son recolectadas sobre un lecho de arena de silicio compuesto por dos capas, la primera con granos de 6,3 mm de diámetro y la segunda con granos de 1.9 mm de diámetro. Una bomba de vacío se encarga de succionar 300 c.f.m. de aire a través del lecho de silicio, manteniendo la combustión del carbón el tiempo que sea necesario.

Como primer objetivo de la investigación se realizó un balance metalúrgico del horno, calculando la cantidad de oro y plata en los finos de carbón y en el producto obtenido del horno. A solicitud de la empresa se utilizaron muestras de finos de carbón entregadas por el proyecto *Detour Lake*, localizado en Ontario, Canadá.

Se realizaron tres corridas a diferentes condiciones de operación del horno. En la corrida núm. 1 la ley de alimentación de oro y plata fue de 358 mg/kg y 88 mg/kg respectivamente, la concentración de carbón fue de 37 % y el tiempo de operación del horno fue de 123 min. En la corrida núm. 2 se utilizó una muestra de carbón de menor concentración de oro y plata, siendo 81 mg/kg y 22 mg/kg respectivamente, esto se logró diluyendo la muestra original con carbón virgen, cambiando también la concentración de carbón a 82 %, esto se hizo también con la finalidad de prolongar el tiempo de operación del horno a 205 minutos (Ya que el carbón funciona como combustible).

La corrida núm. 3 se llevó a cabo con condiciones similares de la corrida núm. 1 a diferencia que se tamizaron los finos de carbón por vía húmeda, en lugar de la vía seca, como fue el caso de la corrida núm. 1 y núm. 2. En todos los casos se utilizó una malla de 0,600 mm con un vibrador SWECO, la finalidad del tamizaje fue de eliminar la basura de la muestra. La ley de alimentación de oro y plata de la corrida no.3 fue de 476 mg/kg y 97 mg/kg respectivamente, la concentración de carbón fue de 38 % y el tiempo de operación del horno fue de 129 minutos.

Es importante mencionar que las variaciones en las condiciones de las corridas, como la concentración de carbón y el tipo de tamizaje, fueron a solicitud de la empresa para probar el rendimiento del horno y evaluar la diferencia en la recuperación de los metales valiosos.

En la tabla VIII se puede apreciar que el promedio de recuperación de oro y plata es del 101 % y 107 % respectivamente, por la ley de conservación de la materia se sabe que este enunciado no es correcto. La diferencia que existe se debe a la eficiencia de muestreo de la alimentación y el producto. Los finos de carbón son más difíciles de muestrear por la humedad que contienen y porque provienen directamente del proyecto, además que son almacenados en sacos de 1 metro cúbico como desechos.

Por el contrario, el producto del horno es seco y son cenizas residuales de la combustión mezcladas con granos de sílice de 1,9 mm y 6,3 mm, las cuales son más fáciles de muestrear. Ya que la diferencia es solo del 1 %, se puede aludir que la verdadera cantidad de oro en los finos de carbón es la concentración que se mide en el producto y no en la alimentación, demostrando así que se recupera el 100 % del oro y la plata en las cenizas de carbón.

Respecto a la composición química del producto obtenido por el horno, se observan sus propiedades en las tablas IX y X. El producto posee compuestos de silicio en su mayoría (85 %) debido a la presencia de los lechos de silicio, los compuestos que le siguen: aluminio, hierro, calcio y magnesio, muestran una menor concentración, aunque estos últimos se encuentran ya presentes en los finos de carbón antes de la combustión, como puede apreciarse en la tabla V del apéndice.

Adicionalmente se realizaron análisis de carbón, sulfuros y mercurio, observando que están presentes en concentraciones bajas (menores al 1 %). Esto se debe a la combustión que sucede en el horno. La gravedad específica reportada es muy similar a la del cuarzo y algunas arcillas. Vale la pena mencionar que el mercurio es recolectado de los gases de combustión por medio de dos ciclones instalados en la línea de los gases de combustión, lo cual permite la emisión de los gases al ambiente, cumpliendo con regulaciones ambientales.

También se obtuvieron fotografías microscópicas de la ceniza obtenida del horno por medio del laboratorio FLSmidth USA, inc. Localizado en Midvale, Utah. Se observa en las figuras 13, 14 y 15 que las partículas de oro y plata están fuertemente asociadas con compuestos de silicio. Debido a que en el ciclo del horno se alcanzan temperaturas de hasta 900 °C, y considerando que la temperatura de la superficie de los finos de carbón que están siendo quemados puede ser más alta, existe la posibilidad que se formen estructuras complejas de silicio con las cenizas.

Como ya se explicó anteriormente, se utilizan lechos de silicio como filtro para el aire, podría considerarse que esta es la principal causa de la asociación de oro y plata con compuestos de silicio, pero haciendo un análisis más

detallado se observa que el silicio está presente desde su origen en el carbón activado proveniente del proyecto *Detour Lake*, alcanzando valores de hasta 37 % (ver tabla XXV, datos originales). Esto significa que aún si se reemplazara el lecho de silicio por otro material, el oro y la plata presentarían la misma asociación con las estructuras de silicio.

Parte importante de este estudio es determinar el método de extracción de oro y plata por lixiviación con cianuro de las cenizas de carbón. Esto dictará el método de acoplamiento del horno a las plantas de procesamiento de oro y plata, ya sean de lixiviación en pilas, lixiviación agitada o proceso Merrill-Crowe.

Se realizaron varias pruebas de lixiviación a escala laboratorio de diferentes muestras de ceniza obtenida. Cada método se repitió tres veces para validar los resultados. Las cenizas utilizadas para el estudio de lixiviación con cianuro fueron obtenidas de diferentes sacos de finos de carbón de los utilizados para el balance de oro y plata del horno, pero fueron del mismo proyecto *Detour Lake Gold*, esto a solicitud de la empresa KCA. Así mismo, fueron pulverizadas a un tamaño objetivo de 80 % pasando una malla de 0,075 mm.

Se llevaron a cabo 6 procedimientos diferentes, cada uno de los cuales, con diferentes condiciones, a fin de determinar el mayor porcentaje de extracción de oro y plata de las cenizas de carbón; así como también, determinar la metodología de adaptación de las líneas de entrada y salida del horno al diagrama de flujo actual del proyecto en sitio.

Se inició con lixiviación agitada en una mesa de agitación con tubos de plástico de 50 mL. Se utilizó el procedimiento estándar establecido por el laboratorio FLORIN de KCA, el cual consiste en tres períodos de lixiviación de

24 horas haciendo un total de 72 horas. Se usaron 10 gramos de ceniza pulverizada y 30 mL de solución de cianuro de sodio a una concentración de 5 g/L. Considerando la sugerencia del autor MARSDEN John O. y HOUSE C. Iain en su libro *The Chemistry of Gold Extraction* donde establecen que la concentración de cianuro libre debe ser por lo menos 6 veces la concentración de oxígeno disuelto.

Ya que el oxígeno disuelto en las muestras es de aproximadamente 8 mg/L, la concentración mínima sugerida de cianuro es de 48 mg/L, por lo que se cuenta con suficiente cianuro libre en el sistema para la reacción. Se observa en la tabla XI que el porcentaje de extracción de oro y plata fue de 76 % y 33 % respectivamente. Considerando de nuevo las fotografías microscópicas, se observa que las partículas de plata se encuentran impregnadas mayormente en las estructuras de silicio, a diferencia de las partículas de oro que se comparten entre gypsum y silicio.

Una posible causa al bajo porcentaje de extracción de plata puede ser la siguiente: “La plata puede precipitar como una jarosita insoluble... y es esencialmente irrecuperable en las siguientes etapas de lixiviación. Pulpa de este tipo puede ser tratada con cal en caliente o un lavado con soda cáustica para disolver la jarosita liberando la plata para la posterior lixiviación”³. Aunque no se tienen evidencias de presencia de jarositas en las cenizas de carbón, se realizaron ambos pretratamientos buscando disolver los compuestos asociados al oro y la plata que permitan un mayor porcentaje de extracción.

Se utilizó un tiempo de 4 horas para ambos tratamientos, cal y soda cáustica. Luego se dejó un periodo de lixiviación de 1 hora en una mesa de agitación. Si el tratamiento es eficaz para liberar el oro y la plata, una hora de

³ MARSDEN John, HOUSE Iain. *The Chemistry of Gold Extraction*. p.170.

lixiviación es suficiente para extraer la mayor parte de oro y plata de las cenizas de carbón. Se puede observar en las tablas XII y XIII que los porcentajes de extracción de estos tratamientos no superan el 50 %, lo que descarta la posibilidad de liberar el oro y la plata con soda cáustica o cal en caliente.

El siguiente procedimiento de lixiviación es un procedimiento desarrollado por KCA, el cual consiste en una lixiviación agitada dentro de una botella de plástico (*KCA Lifter bottle*) con elevadores en el interior que garantizan una buena mezcla de la pulpa. La botella gira sobre rodos, los cuales a su vez giran por el trabajo mecánico de un motor; la velocidad del rodo puede graduarse según las necesidades del experimentador.

La velocidad de giro usada para este procedimiento fue de 15 rpm; se utilizaron 500 gramos de ceniza pulverizada en 1 500 mL de solución de cianuro de sodio a 5 g/L. A diferencia del procedimiento con mesa de agitación, se calcula el porcentaje extraído de oro y plata en diferentes intervalos, 2, 4, 8, 24, 72 y 96 horas, lo que permite graficar una curva de extracción y observar con más detalle el comportamiento de la reacción, además que el período de lixiviación es más largo por 24 horas. Los resultados de este procedimiento revelan información de la naturaleza de las cenizas de carbón.

Al igual que en la mesa de agitación, se observa un menor porcentaje de extracción en las primeras horas de lixiviación en la corrida núm. 2. En los resultados de lixiviación con *KCA Lifter bottle* se observó un porcentaje de extracción de oro de 68 % para las corridas núm. 1 y núm. 3 en las primeras dos horas de lixiviación. En el caso de la corrida núm. 2, después de 8 horas de lixiviación se alcanzó un valor de 39 %, y no fue hasta 24 horas después que se alcanzó un valor de 74 %. A pesar de esto, el porcentaje de extracción final de

oro es aproximadamente el mismo en las tres corridas, siendo 83 %, 86 % y 87 %, corrida núm. 1, núm. 2 y núm. 3 respectivamente.

Por lo tanto, se puede decir que el valor máximo de extracción de oro bajo estas condiciones es de 85 % y el valor máximo de extracción de plata es de 37 %, y que algo en la naturaleza de la muestra de la corrida núm. 2 impide la formación de complejos de oro y plata con cianuro, con la misma rapidez que las muestras de la corrida núm. 1 y núm. 3, fenómeno que también se observó en la lixiviación agitada con mesa de agitación. Al hacer un análisis a detalle de las muestras utilizadas para las corridas, se observó que la muestra utilizada para la corrida núm. 2 contiene en su mayor parte silicio sinterizado (ver tabla IX).

Esto se debe a los puntos donde los finos de carbón son acumulados y se alcanzan temperaturas mayores a la temperatura reportada por la termocopla instalada en el horno, lo cual provoca que los lechos de silicio se sintericen entre sí, tomando consigo algunas de las cenizas de carbón. Cada una de las muestras se pulverizó a un tamaño objetivo de 80 % pasando una malla 0,075 mm, pero al observar la diferencia en los resultados, parece ser que la naturaleza del producto sinterizado permanece en las partículas finas de 0,075 mm, lo cual concuerda con las fotos microscópicas observadas del laboratorio FLSmidth.

El siguiente procedimiento de lixiviación consiste en una molienda húmeda vertical con esferas de circonio como medio de molienda. Las esferas son de 1 mm de diámetro, las cuales son agitadas con un eje de acero inoxidable con varias paletas alrededor. Como punto de partida se utilizó el procedimiento estandarizado por KCA, 200 g de ceniza pulverizada en 400 mL de solución de cianuro de sodio a 5 g/L con 2 000 g de esferas de circonio. El eje de agitación

se ajustó a una velocidad de 600 rpm. El período de lixiviación y molienda simultánea fue de una hora, y se obtuvo como resultado una extracción promedio de oro de 56 % y extracción de plata de 24 %. De nuevo se observa una menor extracción en la corrida núm. 2 con una extracción de 41 %, ver tabla XIII.

Asumiendo que el problema de la extracción total de oro y plata por lixiviación de las cenizas de carbón reside en las propiedades físicas del silicio sinterizado, se procedió a realizar una molienda prolongada con esferas de circonio de 1 mm de diámetro, con mayor densidad de pulpa y mayor relación esferas de circonio-sólidos, a fin de producir un material ultrafino y liberar así el oro y la plata incrustados en las estructuras de silicio formadas. Se utilizaron 200 g de ceniza pulverizada, 200 mL de solución de cianuro de sodio a 10 g/L y 3 000 g de esferas de circonio. Nótese que se duplicó la concentración de cianuro de sodio a fin de anular la posibilidad de competencia de iones de cianuro libre con otras especies en solución. El tiempo de molienda fue de 8 horas.

Ya que los mejores resultados alcanzados hasta el momento son del procedimiento de lixiviación agitada con los *KCA Lifter bottles*, se realizaron de nuevo dichas pruebas inmediatamente después de la molienda. Para ello, este material fue filtrado para remover las esferas de circonio con una malla Mesh 20, y luego la pulpa fue trasladada directamente al bote *KCA Lifter bottle* agregando 1 300 mL de solución de cianuro de sodio 10 g/L para hacer un total de 1 500 mL de solución con 200 g de ceniza pulverizada. Se observó que en las primeras 8 horas de lixiviación y molienda simultánea se alcanzó no menos del 80 % de extracción de oro y no menos del 60 % de extracción de plata.

Al avanzar en la curva de cada una de las corridas, ver figuras 18 y 19, se observan valores mayores al 100 % en algunos puntos, lo cual es indicación de valores muy altos de extracción. El error reside en que el cálculo de extracción por hora, está hecho en base a 20 mL que se extraen por intervalo, por lo que dicho número es solo una referencia, el valor con menor incerteza es el reportado por el PLS y el lavado, la suma de ambos es el valor verdadero de extracción.

Adicionalmente, se observa en las curvas que el porcentaje de extracción disminuye en algunos puntos, esto puede suceder debido a la presencia de arcillas o estructuras similares a estas, que se activan dentro del *KCA Lifter bottle* y compiten con los iones de cianuro por las partículas de oro y plata. En promedio se obtuvo una extracción de oro de 97 % y una extracción de plata de 77 % con este procedimiento.

Es posible que para recuperar el 13 % restante de la plata, se requiera de llevar el material incluso a un tamaño más fino. En el anexo se observa la curva de distribución del tamaño de partículas del material ultrafino producido, el cual se estima un tamaño de 80 % pasando una malla de 0,010 mm, más allá de este tamaño sería necesario un proceso muy costoso y poco práctico, por lo que se propone entonces construir un molino vertical como parte del horno KCA, dentro del cual se pueda reducir el tamaño de las cenizas obtenidas junto con el silicio sinterizado y liberar así las partículas de oro y plata para su posterior lixiviación.

La decisión de molienda y lixiviación simultánea o únicamente molienda, dependerá del diagrama de flujo actual del proceso. En caso de ser lixiviación en pilas, se deberá realizar molienda y lixiviación simultánea a fin de agregar la solución premiada obtenida del horno a las pilas en sitio con solución premiada.

Si el proceso en sitio posee un circuito de molienda, entonces es posible realizar únicamente molienda a un tamaño ideal que se adecúe a las necesidades del proceso y agregarlo al molino, y mejor aún podría agregarse la ceniza junto con la alimentación de mineral al molino. Todo dependerá de las condiciones del proceso en sitio y lo que permita la capacidad de los equipos.

CONCLUSIONES

1. Con base en los cálculos realizados, se determinó que se recupera el 100 % de oro y plata de los residuos de carbón en las cenizas obtenidas del horno fabricado por *Kappes, Cassidy & Associates*.
2. El análisis multi-elementos del producto del horno muestra que 85 % del material son compuestos de silicio debido a los lechos de silicio que se utilizan en el horno. La presencia de carbón, sulfuros y mercurio desaparece casi por completo debido a la combustión, observando concentraciones menores al 1 %.
3. Por medio de las fotografías microscópicas obtenidas del laboratorio FLSmidth, se observó que las partículas de oro y plata se asocian fuertemente a estructuras de silicio durante la combustión en el ciclo del horno, dicho silicio proviene en mayor cantidad del carbón activado procesado en sitio, que de los lechos de silicio del horno.
4. Se realizaron 4 metodologías diferentes de lixiviación agitada. Se determinó que no es posible extraer un porcentaje rentable de oro y plata debido a la fuerte asociación de dichos metales con las estructuras de silicio, siendo éstas más fuertes en el caso de la plata.

5. Con base en los procedimientos de molienda y lixiviación realizados se determinó que es necesario una molienda previa a la lixiviación, con el fin de liberar las partículas de oro y plata para alcanzar porcentajes rentables de extracción, siendo 97 % y 77 % para oro y plata, respectivamente.

6. Se determinó que la metodología más eficiente de extracción de oro y plata de los finos de carbón es por medio de un molino vertical con esferas de circonio de 1 mm de diámetro y lixiviación en un *KCA Lifter bottle*. El tiempo necesario de molienda es de 8 horas y el tiempo de lixiviación es de 160 horas.

RECOMENDACIONES

1. Se propone un balance de mercurio en el horno para finos de carbón.
2. Ejecutar un análisis microscópico de la ceniza no sinterizada para confirmar si las estructuras de cilicio encapsulan las partículas de oro y plata en ambas muestras.
3. Proceder con las pruebas de lixiviación con muestras de finos de carbón de diferentes proyectos y comparar los tiempos de lixiviación necesarios para alcanzar más del 90 % de extracción de oro y plata.
4. Llevar a cabo un estudio de molienda y lixiviación para determinar el tamaño de partícula ideal para minimizar los costos de operación, considerando el tiempo y equipo necesario para extraer más del 90 % de oro y plata de las cenizas de carbón.
5. Confirmar con diferentes laboratorios el tamaño de partícula alcanzado con la molienda.

BIBLIOGRAFÍA

1. FREUND John, SIMON Gary. *Estadística Elemental*. 8a ed. México: Prentice-Hall Hispanoamericana S.A. 1994. 543 p.
2. KAPPES, Dan. *Carbon converter*. [en línea]. <<http://www.kcareno.com/kca-carbon-converter>>. [Consulta: abril, 2017].
3. _____. *KCA Lifter bottle*. [en línea]. <<http://www.kcareno.com/kca-lifter-bottle>>. [Consulta: abril, 2017].
4. MARSDEN John, HOUSE Lain. *The Chemistry of Gold Extraction*. 2a ed. Estados Unidos: SME, 2006. 651 p.
5. WALPOLE, Ronald E. *Probabilidad y estadística para ingenieros*. 9a ed. México: PEARSON, 2012. 816 p.

APÉNDICES

Apéndice 1. Muestra de cálculo

A continuación, se mostrarán los métodos numéricos empleados para la determinación de los resultados de esta investigación.

- Humedad

$$\%H = \frac{M_h - M_s}{M_s} * 100 \quad \text{Ecuación \#1}$$

Se determinó la humedad del carbón en la alimentación midiendo el peso húmedo de una muestra representativa y el peso seco de la misma muestra.

- Corrida 1
-

$$\%H = \frac{2\,544,000\text{ g} - 2\,208,000\text{ g}}{2\,208,000} * 100$$
$$\%H = 13,200\%$$

- Alimentación seca

$$M_s = \frac{(M_t - M_r) * (100 - \%H)}{100} \quad \text{Ecuación \#2}$$

Continuación del apéndice 1.

Se determinó la cantidad de masa sin agua que se alimentó al horno restando la masa residual en la tolva de alimentación de la cantidad total de carbón alimentado.

- Corrida 1

$$M_s = \frac{(105,850 \text{ kg} - 30,610 \text{ kg}) * (100 - 13,200\%)}{100}$$

$$M_s = 65,300 \text{ kg}$$

- Masa de cenizas

$$M_{CZ} = M_p - M_{Si}$$

Ecuación #3

Se determinó la masa de las cenizas producidas por el horno para determinar el porcentaje de material combustible.

- Corrida 1

$$M_{CZ} = 85,700 \text{ kg} - 49,100 \text{ kg}$$

$$M_{CZ} = 36,600 \text{ kg}$$

- Porcentaje en peso de las cenizas

$$\%CZ = \frac{M_{CZ}}{M_s} * 100$$

Ecuación #4

Se determinó el porcentaje en peso de las cenizas respecto a la alimentación.

Continuación del apéndice 1.

- Corrida 1

$$\%Cz = \frac{36,600 \text{ kg}}{65,300 \text{ kg}} * 100 = 56,000 \%$$

- Porcentaje de pérdidas por ignición

$$\%PI = 100 - \%Cz \quad \text{Ecuación \#5}$$

Se determinó el porcentaje en peso de las pérdidas por ignición en el ciclo del horno (Material combustible).

- Corrida 1

$$\%PI = 100 - 56,000\%$$

$$\%PI = 44,000\%$$

- Media aritmética

$$\bar{x} = \frac{\sum x_i}{N} \quad \text{Ecuación \#6}$$

Se calculó el promedio de los ensayos al fuego de cada una de las muestras analizadas. También se calculó el promedio de los porcentajes de extracción de oro y plata obtenidos de cada metodología de lixiviación.

Corrida 1 (Balance de oro en el horno - ensayos al fuego)

$$\bar{x} = 10,273 \frac{\text{oz}}{\text{ts}} + 10,372 \frac{\text{oz}}{\text{ts}} + 10,681 \frac{\text{oz}}{\text{ts}}$$

$$\bar{x} = 10,442 \frac{\text{oz}}{\text{ts}}$$

Continuación del apéndice 1.

- Conversión de unidades de concentración de oro

$$L_{Au SI} = L_{Au US} * 34,28572 \quad \text{Ecuación \#7}$$

Los resultados de laboratorio de concentración de oro se obtienen en onzas troy por tonelada estándar. Las unidades se convierten a miligramos por kilogramo.

- Corrida 1

$$L_{Au SI} = 10,442 \text{ onza troy/st} * 34,28572$$

$$L_{Au SI} = 358,011 \text{ mg/kg}$$

- Cantidad oro en una muestra

$$Au = M_s * L_{Au SI} \quad \text{Ecuación \#8}$$

Se determinó la cantidad de oro en la alimentación para calcular el porcentaje de recuperación en el horno

Corrida 1 (Balance de oro en el horno)

$$Au = 65,300 \text{ kg} * 358,011 \text{ mg/kg}$$

$$Au = 23\,378,118 \text{ mg}$$

- Porcentaje de recuperación de oro

$$\%Au = \frac{Au \text{ producto}}{Au \text{ alimentación}} * 100 \quad \text{Ecuación \#9}$$

Continuación del apéndice 1.

Se determinó el porcentaje de recuperación de oro con la cantidad de oro en el producto del horno en relación a la cantidad de oro contenida originalmente en los finos de carbón.

Corrida 1 (Balance de oro en el horno)

$$\%Au = \frac{20,365 \text{ g}}{23,379 \text{ g}} * 100$$

$$\%Au = 87,110\%$$

- Extracción de oro en cada etapa de lixiviación en mesa de agitación

$$L_{Au Li} = \frac{C_{Au i} V_{Au i}}{M_o} \quad \text{Ecuación \#10}$$

Corrida 1 (Primera etapa de lixiviación – 24 h)

$$L_{Au L} = \frac{\left(191,000 \frac{mg}{L} * 25 \text{ mL}\right)}{10 \text{ g}}$$

$$L_{Au L} = 477,500 \frac{\mu g}{g} = 477,500 \frac{mg}{kg}$$

- Porcentaje de extracción de oro en cada etapa de lixiviación en mesa de agitación

$$\%Au_{Li} = \frac{L_{Au Li}}{H_{Au}} \quad \text{Ecuación \#11}$$

Corrida 1 (Primera etapa de lixiviación – 24 h)

$$\%Au_{Li} = \frac{477,500 \frac{mg}{kg}}{825,010 \frac{mg}{kg}}$$

$$\%Au_{Li} = 57,88\%$$

- Porcentaje de extracción final

$$\%Au_{Lf} = \sum \%Au_{Li} \quad \text{Ecuación \#12}$$

- Corrida 1

$$\%Au_{Lf} = 57,54\% + 11,72\% + 2,67\%$$

$$\%Au_L = 71,93\%$$

- Cabeza calculada de lixiviación agitada en un *KCA Lifter Bottle*

$$H_{Au\ c} = L_{Au\ f} + T_{Au} \quad \text{Ecuación \#13}$$

En las pruebas anteriores de lixiviación, la cabeza de ambos metales utilizada fue el resultado de los ensayos al fuego de la alimentación. En esta prueba se calculó la cabeza sumando la extracción final y la concentración en las colas. El cálculo de la extracción final se explica más adelante.

- Corrida 1

$$H_{Au\ c} = 685,010 \frac{mg}{kg} + 140,280 \frac{mg}{kg}$$

Continuación del apéndice 1.

$$H_{Au\ c} = 825,290 \frac{mg}{kg}$$

- Salida de oro del sistema en cada etapa de lixiviación en un *KCA Lifter Bottle*

$$M_{Au\ si} = \sum_{n=2}^i C_{Au\ n} * V_n \quad \text{Ecuación \#14}$$

Se calculó la cantidad de oro y plata acumulada en microgramos que salen del sistema debido a la muestra de 20 mL que se toma en cada punto de muestreo de la curva de extracción, 2, 4, 6, 8, 24, 48, 72 y 96 horas.

- Corrida 1 (Después de 4 horas de lixiviación)

$$M_{Au\ s4h} = C_{Au\ 2h} * V_{2h} + C_{Au\ 4h} * V_{4h}$$

$$M_{Au\ s4h} = 183,000 \frac{mg}{L} * 20\ mL + 195,000 \frac{mg}{L} * 20\ mL$$

$$M_{Au\ s4h} = 7\ 560,000\ \mu g$$

- Oro disuelto en cada etapa de lixiviación en un *KCA lifter Bottle*

$$Au_{sol\ i} = C_{Au\ i} * V_{total} \quad \text{Ecuación \#15}$$

Se calculó la cantidad de oro y plata presente en solución en cada etapa de lixiviación de un *KCA Lifter bottle* multiplicando la concentración de oro por el volumen total.

Continuación del apéndice 1.

Corrida 1 (Después de 8 horas de lixiviación)

$$\begin{aligned} Au_{sol\ 8h} &= C_{Au\ 8h} * V_{total\ i} \\ Au_{sol\ 8h} &= 194,000 \frac{mg}{L} * 1\ 500,000\ mL \\ Au_{sol\ 8h} &= 291\ 000,000\ \mu g \end{aligned}$$

- Extracción en cada período de lixiviación de un *KCA lifter bottle*

$$L_{Au\ Li} = \frac{Au_{sol\ i} + M_{Au\ si-1}}{M_o} \quad \text{Ecuación \#16}$$

Se calculó la extracción de oro y plata en cada etapa de lixiviación de un *KCA lifter bottle* sumando el oro disuelto en cada etapa y la salida de oro acumulada de la etapa anterior.

Corrida 1 (Después de 8 horas de lixiviación)

$$\begin{aligned} L_{Au\ Li} &= \frac{Au_{sol\ 8h} + M_{Au\ s4h}}{M_o} \\ L_{Au\ Li} &= \frac{291\ 000,000\ \mu g + 7\ 560,000\ \mu g}{500\ g} \\ L_{Au\ Li} &= 597,120 \frac{\mu g}{g} = 597,120 \frac{mg}{kg} \end{aligned}$$

- Porcentaje de extracción en cada etapa de lixiviación de un *KCA lifter bottle*

$$\%Au_{Li} = \frac{L_{Au\ Li}}{H_{Au\ c}} \quad \text{Ecuación \#17}$$

Continuación del apéndice 1.

Se calculó el porcentaje de extracción de oro y plata en cada etapa de lixiviación en base a la cabeza calculada de dichos metales con el fin de graficar la curva de extracción.

Corrida 1 (Porcentaje de extracción después de 8 horas de lixiviación)

$$\%Au_{Li} = \frac{597,120 \frac{mg}{kg}}{825,290 \frac{mg}{kg}} * 100$$

$$\%Au_{Li} = 72,36\%$$

- Porcentaje de extracción final de lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle*

$$\%Au_{Lf} = \%Au_{PLS} + \%Au_w \quad \text{Ecuación \#18}$$

El porcentaje final de extracción es la suma de la cantidad calculada en la solución premiada (PLS) obtenida y la solución obtenida del lavado.

- Corrida 1

$$\%Au_{Lf} = 74,49\% + 8,53\%$$

$$\%Au_{Lf} = \%$$

- Desviación estándar

$$S = \sqrt{\frac{\sum(\bar{x}-x_i)^2}{N-1}} \quad \text{Ecuación \#19}$$

Continuación del apéndice 1.

Lixiviación en mesa de agitación

$$S = \sqrt{\frac{(71,93\% - 76,25\%)^2 + (72,00\% - 76,25\%)^2 + (84,80\% - 76,25\%)^2}{3 - 1}}$$

$$S = 0,074107$$

- Coeficiente de variación

$$\sigma = \frac{S}{\bar{x}} \quad \text{Ecuación \#20}$$

Se calculó el coeficiente de variación para cada metodología de lixiviación que se llevó a cabo.

Lixiviación en mesa de agitación

$$\sigma = \frac{0,075056}{76,25} * 100$$

$$\sigma = 9,84 \%$$

Fuente: elaboración propia.

Apéndice 2. Datos originales

- Datos de alimentación al horno

Corrida núm.	Peso húmedo, g	Peso seco, g	Peso en tolva de alimentación, kg	Peso residual en tolva, kg	Sílice fina, kg	Sílice gruesa, kg	Peso total del producto, kg
1	2 544,000	2 208,000	105,850	30,610	17,960	31,140	85,700
2	2 470,000	2 321,000	62,010	16,820	17,490	31,570	55,870
3	2 473,000	2 188,000	94,990	31,310	17,980	30,520	79,030

Fuente: elaboración propia.

- Concentraciones de carbón y mercurio en la alimentación del horno

Corrida núm.	Carbón orgánico, %	Carbón inorgánico, %	Concentración de mercurio, mg/kg
1	37,20 %	0,52 %	<0,02
2	82,15 %	0,14 %	0,13
3	38,35 %	0,84 %	<0,02

Fuente: elaboración propia.

- Concentraciones de oro en la alimentación y producto del horno

Corrida núm.	Ensayo 1, Au oz/ts	Ensayo 2, Au oz/ts	Ensayo 3, Au oz/ts	Media, Au oz/ts	Media, Au mg/kg
Alimentación					
1	10,273	10,372	10,681	10,442	358,011
2	2,307	2,360	2,459	2,375	81,440
3	13,714	13,942	13,965	13,874	475,669
Producto					
1	6,918	6,933	6,942	6,931	237,634
2	2,039	2,033	2,018	2,030	69,600
3	10,249	10,188	10,208	10,215	350,229

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 2.

- Concentraciones de plata en la alimentación y producto del horno

Corrida núm.	Ensayo 1, Ag oz/ts	Ensayo 2, Ag oz/ts	Ensayo 3, Ag oz/ts	Media, Ag mg/kg	Media, Ag mg/kg
Alimentación					
1	2,561	2,579	2,538	2,559	87,749
2	0,659	0,653	0,642	0,651	22,331
3	2,841	2,847	2,824	2,837	97,280
Producto					
1	1,733	1,727	1,744	1,735	59,474
2	0,554	0,56	0,543	0,552	18,937
3	2,468	2,474	2,45	2,464	84,480

Fuente: elaboración propia.

- Análisis de multi-elementos de la alimentación del horno

Compuesto	Unidades	Corrida núm. 1	Corrida núm. 2	Corrida núm. 3
SiO ₂	%	32,30	36,70	32,90
Al ₂ O ₃	%	8,39	1,88	8,34
Fe ₂ O ₃	%	6,38	1,36	5,68
CaO	%	6,03	1,56	5,30
MgO	%	3,35	0,79	2,95
Na ₂ O	%	1,50	0,40	1,26
K ₂ O	%	0,81	0,92	0,73
TiO ₂	%	0,46	0,10	0,40
MnO	%	0,09	0,02	0,09
SrO	%	0,01	<0,01	0,01
BaO	%	0,01	<0,01	0,01
Cr ₂ O ₃	%	0,01	0,01	0,01
P ₂ O ₅	%	0,08	0,05	0,07
LOI _{1090°C}	%	40,50	55,83	41,94
SUMA	%	99,92	99,62	99,69

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 2.

- Concentraciones de oro en el producto del horno (para pruebas de lixiviación)

Corrida núm.	Ensayo 1, Au oz/ts	Ensayo 2, Au oz/ts	Ensayo 3, Au oz/ts	Media, Au oz/ts	Media, Au mg/kg
75952 A	24,696	24,188	23,730	24,205	829,874
75952 B	41,128	42,006	41,656	41,597	1 426,172
75952 C	1,873	1,773	1,858	1,835	62,903
75952 B2	40,248	40,441	40,543	40,411	1 385,509

Fuente: elaboración propia.

- Concentraciones de plata en el producto del horno (para pruebas de lixiviación)

Corrida núm.	Ensayo 1, Au oz/ts	Ensayo 2, Au oz/ts	Ensayo 3, Au oz/ts	Media, Au oz/ts	Media, Au mg/kg
75952 A	5,291	5,28	5,274	5,282	181,086
75952 B	5,245	5,221	-	5,233	179,417
75952 C	1,558	1,575	-	1,567	53,709
75952 B2	4,941	4,953	4,930	4,941	169,417

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 2.

- Lixiviación en mesa de agitación – datos experimentales

Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Corrida núm. 1/Muestra 75952 A							
0	10,000	30,000	-	-	-	-	-
24	10,000	30,000	12,4	6,6	5,63	191	15,4
48	10,000	30,000	12,4	7,7	5,76	38,9	3,13
72	10,000	30,000	12,1	7,4	5,85	7,4	1,07
Corrida núm. 2/Muestra 75952 B							
0	10,000	30,000	-	-	-	-	-
24	10,000	30,000	12,3	6,7	5,3	213	20,2
48	10,000	30,000	12	7,9	5,65	112	9
72	10,000	30,000	11,5	7,9	5,64	49,8	3,42
Corrida núm. 3/Muestra 75952 C							
0	10,000	30,000	-	-	-	-	-
24	10,000	30,000	12	7,8	5,78	17,4	3,81
48	10,000	30,000	11,7	8,1	5,78	2,99	0,64
72	10,000	30,000	11,2	7,9	5,88	0,69	0,16

Fuente: elaboración propia.

- Lixiviación en mesa de agitación con pretratamientos – datos experimentales

Corrida núm.	Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Pretratamiento con hidróxido de sodio								
1	1	10,000	30,000	12,600	5,500	4,750	117,000	15,800
2	1	10,000	30,000	12,600	5,300	4,960	42,200	6,600
3	1	10,000	30,000	12,800	6,400	5,620	15,400	6,100
Pretratamiento con óxido de calcio								
1	1	10,000	30,000	12,800	6,700	4,580	164,000	11,800
2	1	10,000	30,000	12,700	6,800	4,910	66,000	10,100
3	1	10,000	30,000	12,700	6,800	5,040	12,400	2,790

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 2.

- Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* – datos experimentales

Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	Cianuro de sodio agregado, g	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Corrida no.1/Muestra 75952 A								
2	500,000	1 500,000	0,320	12,200	6,900	4,790	183,000	15,000
4	500,000	1 500,000	0,270	12,200	8,200	4,820	195,000	14,900
8	500,000	1 500,000	0,000	12,500	7,000	5,050	194,000	14,900
24	500,000	1 500,000	0,170	12,100	4,100	4,890	205,000	15,100
48	500,000	1 500,000	0,300	12,200	8,100	4,800	199,000	15,600
72	500,000	1 500,000	0,260	12,200	7,800	4,830	199,000	15,600
96	500,000	1 500,000	0,000	12,300	7,300	4,950	191,000	14,800
PLS		1 400,000	-	-	-	-	200,000	15,000
LAVADO		1 510,000	-	-	-	-	23,300	3,470
Corrida no.2/Muestra 75952 B								
2	500,000	1 500,000	0,360	12,100	6,900	4,760	74,000	10,300
4	500,000	1 500,000	0,330	12,200	6,500	4,780	102,000	12,500
8	500,000	1 500,000	0,180	12,400	6,500	4,880	184,000	18,500
24	500,000	1 500,000	0,490	12,100	7,200	4,660	344,000	27,500
48	500,000	1 500,000	0,330	12,000	7,800	4,780	373,000	29,600
72	500,000	1 500,000	0,340	12,000	7,400	4,770	372,000	29,600
96	500,000	1 500,000	-	12,000	7,300	5,020	377,000	30,400
PLS		1 410,000	-	-	-	-	368,000	28,400
LAVADO		1 500,000	-	-	-	-	39,000	3,030
Corrida no.3/Muestra 75952 C								
2	500,000	1 500,000	0,000	12,000	6,600	4,900	14,000	3,200
4	500,000	1 500,000	0,180	12,000	7,600	4,880	15,500	3,370
8	500,000	1 500,000	0,000	12,200	6,200	5,000	16,000	3,560
24	500,000	1 500,000	0,170	11,800	7,300	4,890	16,500	3,740
48	500,000	1 500,000	0,200	11,700	7,500	4,870	17,100	3,670
72	500,000	1 500,000	0,330	11,700	7,300	4,780	17,500	3,680
96	500,000	1 500,000	-	11,700	6,600	5,040	18,100	3,910
PLS		1 420,000	-	-	-	-	15,700	3,800
LAVADO		1 490,000	-	-	-	-	1,300	0,330

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 2.

- Lixiviación y molienda simultánea – datos experimentales

Corrida núm./Muestra	Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	pH	Cianuro libre, mg/L	Cianuro total, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
1/75952 A	1	200,000	400,000	12,200	4,010	4,010	328,000	32,000
2/75952 B	1	200,000	400,000	11,900	3,690	3,690	291,000	29,000
3/75952 C	1	200,000	400,000	11,700	2,350	2,350	14,000	0,450

Fuente: elaboración propia.

- Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* de ceniza ultrafina – datos experimentales

Período de lixiviación, h	Ceniza pulverizada, g	Solución de cianuro de sodio, mL	Cianuro de sodio agregado, g	pH	Oxígeno disuelto, mg/L	Cianuro libre, mg/L	Concentración de oro, mg/L	Concentración de plata, mg/L
Corrida no.1/75952 B2								
0	200,000	200,000	2,000	-	-	-	-	-
8	200,000	1 500,000	14,370	11,300	10,100	0,420	163,000	15,700
16	200,000	1 500,000	0,560	11,400	7,500	9,630	185,000	17,400
40	200,000	1 500,000	0,540	11,400	9,500	9,840	179,000	17,600
64	200,000	1 500,000	1,260	11,500	9,300	9,160	174,000	16,700
88	200,000	1 500,000	0,600	11,500	8,900	9,600	180,000	16,600
112	200,000	1 500,000	0,210	11,500	8,500	9,900	180,000	17,700
136	200,000	1 500,000	0,980	11,600	8,200	9,400	174,000	17,800
160	200,000	1 500,000	0,000	11,600	8,900	9,210	172,000	16,300
PLS		980,000	-	-	-	-	172,000	19,500
LAVADO		3 572,000	-	-	-	-	19,600	2,240
Corrida no.2/75952 B2								
0	200,000	200,000	2,00	-	-	-	-	-
8	200,000	1 500,000	0,000	11,200	12,000	0,5	146,000	15,100
16	200,000	1 500,000	14,930	11,400	8,000	0,45	161,000	15,500
40	200,000	1 500,000	1,460	11,400	9,500	9,03	180,000	16,700
64	200,000	1 500,000	0,000	11,400	8,700	10,3	177,000	17,100
88	200,000	1 500,000	0,450	11,400	9,500	9,71	176,000	17,100
112	200,000	1 500,000	0,870	11,400	8,500	9,42	161,000	17,200
136	200,000	1 500,000	0,600	11,500	8,900	9,6	172,000	17,200
160	200,000	1 500,000	0,000	11,600	9,000	9,43	162,000	16,400
PLS		1 006,000	-	-	-	-	165,000	16,800
LAVADO		4 333,000	-	-	-	-	16,700	1,780
Corrida no.3/75952 B2								
0	200,000	200,000	2,000	-	-	-	-	-
8	200,000	1 500,000	14,650	11,500	10,300	0,230	146,000	15,400
16	200,000	1 500,000	0,000	11,600	11,700	9,990	167,000	16,500
40	200,000	1 500,000	1,710	11,800	11,600	8,860	169,000	16,500
64	200,000	1 500,000	0,000	11,500	11,500	10,000	170,000	16,500
88	200,000	1 500,000	0,680	11,600	6,400	9,550	172,000	17,100
112	200,000	1 500,000	0,700	11,600	5,500	9,530	169,000	17,200
PLS		1 089,000	-	-	-	-	161,000	17,100
LAVADO		3 482,000	-	-	-	-	18,200	1,810

Fuente: elaboración propia.

Apéndice 3. Datos calculados

- Balance de oro en el horno KCA para finos de carbón

Corrida núm.	Finos de carbón alimentados al horno, kg	Concentración de oro en los finos de carbón, mg/kg	Oro alimentado calculado, mg	Peso del producto (silicio + cenizas), kg	Concentración de oro en el producto, mg/kg	Oro en el producto calculado, mg	Recuperación de oro, %
1	65,303	358,011	23 379,089	85,700	237,634	20 365,256	87,11%
2	42,464	81,440	3 458,265	55,870	69,600	3 888,552	112,44%
3	56,341	475,669	26 799,745	79,030	350,229	27 678,561	103,28%

Fuente: elaboración propia.

- Balance de plata en el horno KCA para finos de carbón

Corrida núm.	Finos de carbón alimentados al horno, kg	Concentración de plata en la alimentación, mg/kg	Plata alimentada calculada, mg	Peso del producto (silicio + cenizas), kg	Concentración de plata en el producto, mg/kg	Plata en las cenizas calculada, g	Recuperación de plata, %
1	65,303	87,749	5 730,213	85,700	59,474	5 096,946	88,95%
2	42,464	22,331	948,281	55,870	18,937	1 058,018	111,57%
3	56,341	97,280	5 480,873	79,030	84,480	6 676,454	121,81%

Fuente: elaboración propia.

- Porcentaje de pérdidas por ignición

Corrida núm.	Humedad, %	Alimentación seca, kg	Peso total de sílice, kg	Peso de ceniza calculado, kg	Pérdidas por ignición, kg	Porcentaje cenizas de carbón, %	Porcentaje pérdidas por ignición, %
1	13,21%	65,303	49,100	36,600	28,703	56,05%	43,95%
2	6,03%	42,464	49,060	6,810	35,654	16,04%	83,96%
3	11,52%	56,341	48,500	30,530	25,811	54,19%	45,81%

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 3.

- Lixiviación en mesa de agitación – datos de extracción

Período de lixiviación, h	Volumen de muestra, mL	Extracción de oro, mg/kg	Porcentaje de extracción, %Au	Concentración de plata, mg/kg	Porcentaje de extracción, %Ag
Corrida no.1/Muestra 75952 A					
24	25,000	477,500	57,54%	38,500	21,26%
48	25,000	97,250	11,72%	7,825	4,32%
72	30,000	22,200	2,67%	3,210	1,77%
Corrida no.2/Muestra 75952 B					
24	27,000	575,100	40,32%	54,540	30,40%
48	27,000	302,400	21,20%	24,300	13,54%
72	30,000	149,400	10,48%	10,260	5,72%
Corrida no.3/Muestra 75952 C					
24	25,000	43,500	69,15%	9,525	17,73%
48	26,000	7,774	12,36%	1,664	3,10%
72	30,000	2,070	3,29%	0,480	0,89%

Fuente: elaboración propia.

- Cabeza calculada en lixiviación en un *KCA lifter bottle*

Corrida no.	Extracción final, Au mg/kg	Colas, Au mg/kg	Cabeza calculada, Au mg/kg	Extracción final, Ag mg/kg	Colas, Ag mg/kg	Cabeza calculada, Ag mg/kg
1	685,006	140,160	825,166	56,715	123,943	180,658
2	1 227,800	206,366	1 434,166	95,514	78,909	174,423
3	53,050	7,840	60,890	12,781	40,400	53,181

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 3.

- Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* – Curva de extracción

Período de lixiviación, h	Salida de oro, µg	Oro disuelto, µg	Extracción de oro, mg/kg	Porcentaje de extracción, %Au	Salida de plata, µg	Plata disuelta, µg	Extracción de plata, mg/kg	Extracción de plata, %
Corrida no.1/Muestra 75952 A								
2	3 660,000	274 500,000	549,000	66,53%	300,000	22 500,000	45,000	24,91%
4	7 560,000	292 500,000	592,320	71,78%	598,000	22 350,000	45,300	25,07%
8	11 440,000	291 000,000	597,120	72,36%	896,000	22 350,000	45,896	25,40%
24	15 540,000	307 500,000	637,880	77,30%	1 198,000	22 650,000	47,092	26,07%
48	19 520,000	298 500,000	628,080	76,12%	1 510,000	23 400,000	49,196	27,23%
72	23 500,000	298 500,000	636,040	77,08%	1 822,000	23 400,000	49,820	27,58%
96	27 320,000	286 500,000	620,000	75,14%	2 118,000	22 200,000	48,044	26,59%
PLS		280 000,000	614,640	74,49%		21 000,000	46,236	25,59%
LAVADO		35 183,000	70,366	8,53%		5 239,700	10,479	5,80%
Corrida no.2/Muestra 75952 B								
2	1 480,000	111 000,000	222,000	15,48%	206,000	15 450,000	30,900	17,72%
4	3 520,000	153 000,000	308,960	21,54%	456,000	18 750,000	37,912	21,74%
8	7 200,000	276 000,000	559,040	38,98%	826,000	27 750,000	56,412	32,34%
24	14 080,000	516 000,000	1 046,400	72,96%	1 376,000	41 250,000	84,152	48,25%
48	21 540,000	559 500,000	1 147,160	79,99%	1 968,000	44 400,000	91,552	52,49%
72	28 980,000	558 000,000	1 159,080	80,82%	2 560,000	44 400,000	92,736	53,17%
96	36 520,000	565 500,000	1 188,960	82,90%	3 168,000	45 600,000	96,320	55,22%
PLS		518 880,000	1 110,800	77,45%		40 044,000	86,424	49,55%
LAVADO		58 500,000	117,000	8,16%		4 545,000	9,090	5,21%
Corrida no.3/Muestra 75952 C								
2	280,000	21 000,000	42,000	68,98%	64,000	4 800,000	9,600	18,05%
4	590,000	23 250,000	47,060	77,29%	131,400	5 055,000	10,238	19,25%
8	910,000	24 000,000	49,180	80,77%	202,600	5 340,000	10,943	20,58%
24	1 240,000	24 750,000	51,320	84,28%	277,400	5 610,000	11,625	21,86%
48	1 582,000	25 650,000	53,780	88,32%	350,800	5 505,000	11,565	21,75%
72	1 932,000	26 250,000	55,664	91,42%	424,400	5 520,000	11,742	22,08%
96	2 294,000	27 150,000	58,164	95,52%	502,600	5 865,000	12,579	23,65%
PLS		22 294,000	49,176	80,76%		5 396,000	11,797	22,18%
LAVADO		1 937,000	3,874	6,36%		491,700	0,983	1,85%

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 3.

- Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* – Porcentaje de recuperación final de oro y plata

Corrida no.	Recuperación de oro en PLS, %Au pls	Recuperación de oro en LAVADO, %Au w	Recuperación final de oro, %Au Lf	Recuperación de plata en PLS, %Au pls	Recuperación de plata en LAVADO, %Ag w	Recuperación final de plata, %Ag Lf
1	74,49%	8,53%	83,02%	25,59%	5,80%	31,39%
2	77,45%	8,16%	85,61%	49,55%	5,21%	54,76%
3	80,76%	6,36%	87,12%	22,18%	1,85%	24,03%
		Promedio	85,25%		Promedio	36,73%

Fuente: elaboración propia.

- Cabeza Calculada en lixiviación en un *KCA lifter bottle* de ceniza ultrafina

Corrida no.	Extracción final, Au mg/kg	Colas, Au mg/kg	Cabeza calculada, Au mg/kg	Extracción final, Ag mg/kg	Colas, Ag mg/kg	Cabeza calculada, Ag mg/kg
1	1 333,556	22,137	1 355,693	149,136	42,411	191,548
2	1 325,256	36,274	1 361,530	136,298	39,269	175,566
3	1 292,807	43,326	1 336,133	146,172	43,131	189,303

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 3.

- Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* de ceniza ultrafina – Curva de extracción.

Período de lixiviación, h	Salida de oro, µg	Oro disuelto, µg	Extracción de oro, mg/kg	Extracción de oro, %	Salida de plata, µg	Plata disuelta, µg	Extracción de plata, mg/kg	Extracción de plata, %
Corrida no.1/75952 B2								
8	3 260,00	244 500,00	1 222,50	90,18%	314,00	23550,00	117,75	61,47%
16	6 960,00	277 500,00	1 403,80	103,55%	662,00	26100,00	132,07	68,95%
40	10 540,00	268 500,00	1 377,30	101,59%	1014,00	26400,00	135,31	70,64%
64	14 020,00	261 000,00	1 357,70	100,15%	1348,00	25050,00	130,32	68,04%
88	17 620,00	270 000,00	1 420,10	104,75%	1680,00	24900,00	131,24	68,52%
112	21 220,00	270 000,00	1 438,10	106,08%	2034,00	26550,00	141,15	73,69%
136	24 700,00	261 000,00	1 411,10	104,09%	2390,00	26700,00	143,67	75,00%
160	28 140,00	258 000,00	1 413,50	104,26%	2716,00	24450,00	134,20	70,06%
PLS		168 560,00	983,50	72,55%		19110,00	109,13	56,97%
LAVADO		70 011,20	350,06	25,82%		8001,28	40,01	20,89%
Corrida no.2/75952 B2								
8	2 920,00	219 000,00	1 095,00	80,42%	302,00	22650,00	113,25	64,51%
16	6 140,00	241 500,00	1 222,10	89,76%	612,00	23250,00	117,76	67,07%
40	9 740,00	270 000,00	1 380,70	101,41%	946,00	25050,00	128,31	73,08%
64	13 280,00	265 500,00	1 376,20	101,08%	1288,00	25650,00	132,98	75,74%
88	16 800,00	264 000,00	1 386,40	101,83%	1630,00	25650,00	134,69	76,72%
112	20 020,00	241 500,00	1 291,50	94,86%	1974,00	25800,00	137,15	78,12%
136	23 460,00	258 000,00	1 390,10	102,10%	2318,00	25800,00	138,87	79,10%
160	26 700,00	243 000,00	1 332,30	97,85%	2646,00	24600,00	134,59	76,66%
PLS		165 990,00	963,45	70,76%		16900,80	97,73	55,67%
LAVADO		72 361,10	361,81	26,57%		7712,74	38,56	21,97%
Corrida no.3/75952 B2								
8	2 920,00	219 000,00	1 095,00	81,95%	308,00	23100,00	115,50	61,01%
16	6 260,00	250 500,00	1 267,10	94,83%	638,00	24750,00	125,29	66,18%
40	9 640,00	253 500,00	1 298,80	97,21%	968,00	24750,00	126,94	67,06%
64	13 040,00	255 000,00	1 323,20	99,03%	1298,00	24750,00	128,59	67,93%
88	16 480,00	258 000,00	1 355,20	101,43%	1640,00	25650,00	134,74	71,18%
112	19 860,00	253 500,00	1 349,90	101,03%	1984,00	25800,00	137,20	72,48%
PLS		175 329,00	975,95	73,04%	2326,00	18621,90	103,03	54,43%
LAVADO		63 372,40	316,86	23,71%	2362,20	6302,42	43,14	22,79%

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 3.

- Lixiviación agitada en un *KCA lifter bottle* de ceniza ultrafina – Porcentaje de recuperación final de oro y plata

Corrida no.	Recuperación de oro en PLS, %Au pls	Recuperación de oro en LAVADO, %Au w	Recuperación final de oro, %Au Lf	Recuperación de plata en PLS, %Au pls	Recuperación de plata en LAVADO, %Ag w	Recuperación final de plata, %Ag Lf
1	74,49%	8,53%	83,02%	25,59%	5,80%	31,39%
2	77,45%	8,16%	85,61%	49,55%	5,21%	54,76%
3	80,76%	6,36%	87,12%	22,18%	1,85%	24,03%
		Promedio	85,25%		Promedio	36,73%

Fuente: elaboración propia.

Apéndice 4. Análisis estadístico

- Coeficientes de variación – porcentajes de recuperación de oro

Método de Lixiviación	Porcentaje de extracción					Coeficiente de variación
	Corrida 1	Corrida 2	Corrida 3	Promedio	Varianza	
Lixiviación en mesa de agitación	71,93%	72,00%	84,80%	76,25%	0,074107	10%
Pretratamiento con hidróxido de sodio	42,30%	8,88%	73,45%	41,54%	0,322915	78%
Pretratamiento con óxido de calcio	59,29%	13,88%	59,14%	44,10%	0,261709	59%
Lixiviación prolongada en un <i>KCA lifter bottle</i>	83,01%	85,61%	87,12%	85,25%	0,02079	2%
Lixiviación y molienda simultánea	79,05%	40,81%	45,78%	55,21%	0,207905	38%
Lixiviación en mesa de agitación de material ultrafino	94,32%	92,35%	94,90%	93,85%	0,013371	1%
Lixiviación en un <i>KCA lifter bottle</i> de material ultrafino	98,37%	97,33%	96,75%	97,48%	0,008208	1%

Fuente: elaboración propia.

Continuación del apéndice 3.

- Coeficientes de variación – porcentajes de recuperación de plata

Método de Lixiviación	Porcentaje de extracción					Coeficiente de variación
	Corrida 1	Corrida 2	Corrida 3	Promedio	Varianza	
Lixiviación en mesa de agitación	27,36%	49,66%	21,73%	32,92%	0,147725	45%
Pretratamiento con hidróxido de sodio	26,18%	11,04%	34,07%	23,76%	0,117067	49%
Pretratamiento con óxido de calcio	19,55%	16,89%	15,58%	17,34%	0,020206	12%
Lixiviación prolongada en un <i>KCA lifter bottle</i>	31,39%	54,76%	24,03%	36,73%	0,16045	44%
Lixiviación y molienda simultánea	35,34%	32,33%	1,68%	23,11%	0,186281	81%
Lixiviación en mesa de agitación de material ultrafino	73,07%	72,96%	74,49%	73,33%	0,008555	1%
Lixiviación en un <i>KCA lifter bottle</i> de material ultrafino	77,86%	77,64%	77,22%	77,57%	0,003252	0%

Fuente: elaboración propia.

ANEXOS

Anexo 1. **KCA Carbon Converter**



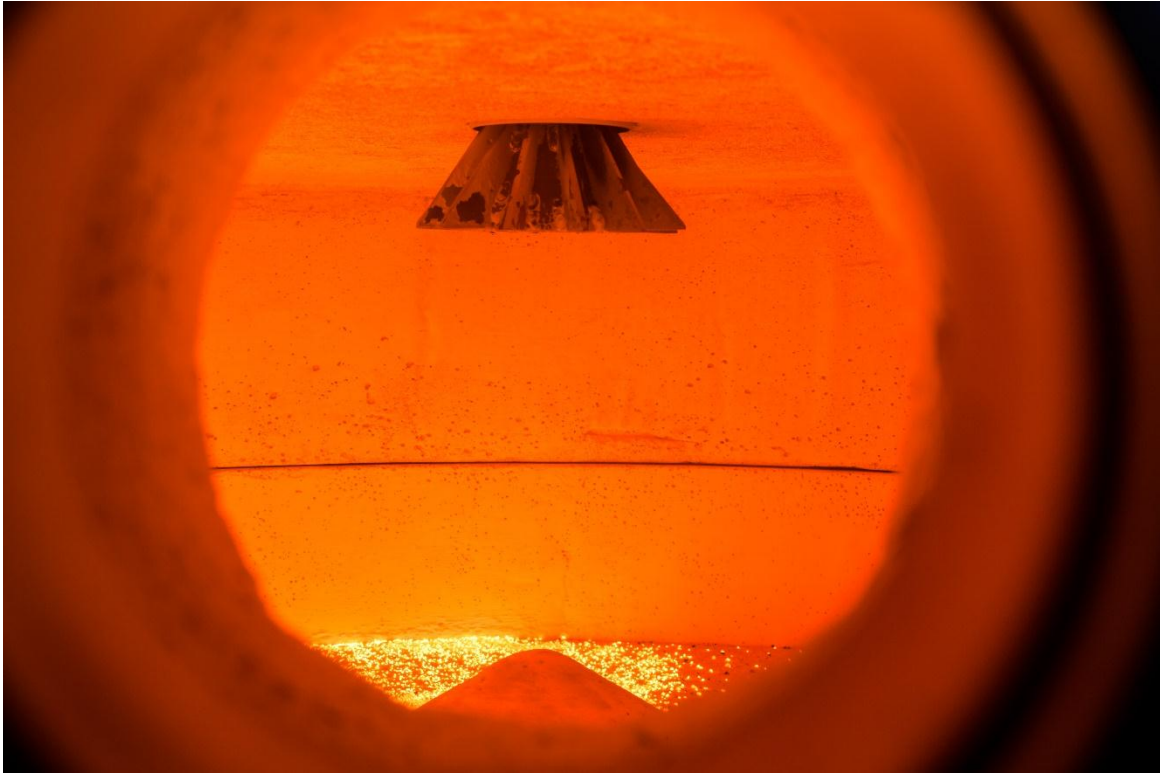
Fuente: KCA Reno, Nevada.

Anexo 2. **KCA Carbon Converter – vista planta**



Fuente: KCA Reno, Nevada.

Anexo 3. **Vista interna del horno durante la quema de carbón**



Fuente: KCA Reno, Nevada.

Anexo 4. **Pin Mill utilizado para reducir las cenizas a un tamaño de 7 micrones**



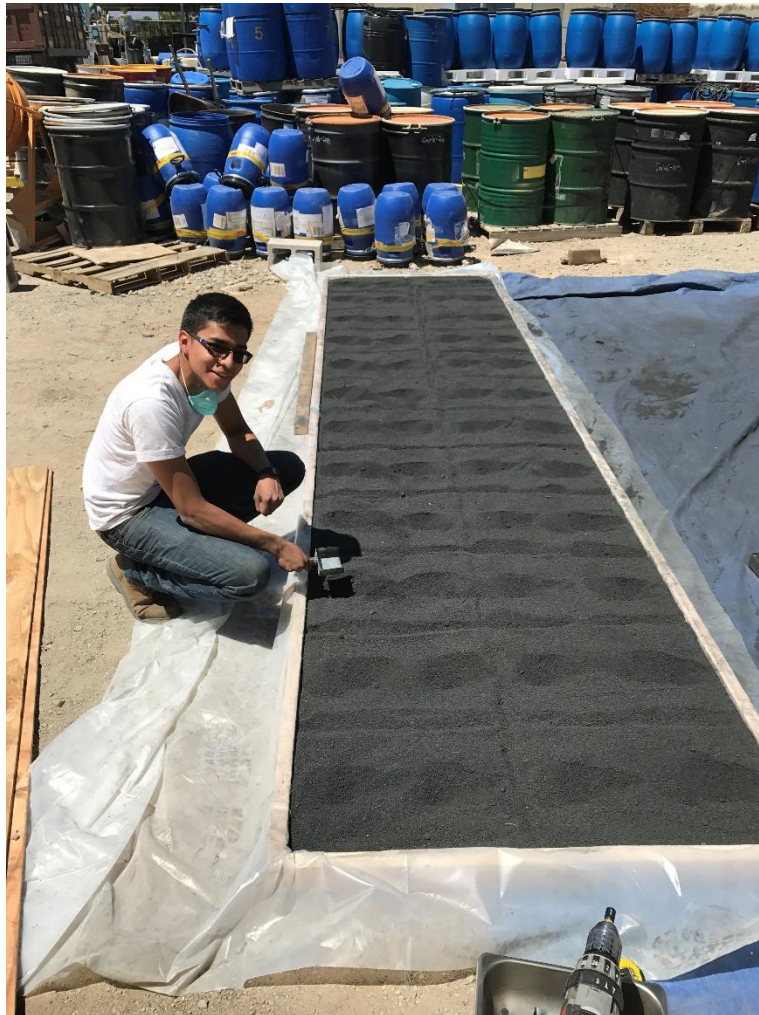
Fuente: KCA Reno, Nevada.

Anexo 5. **KCA Lifter bottles**



Fuente: KCA Reno, Nevada.

Anexo 6 **Preparación y método de muestreo de carbón antes de ser alimentado al horno**



Fuente: KCA Reno, Nevada.