

Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión

Fundada en 1968 Decreto Ley N° 17358



ESCUELA ACADÉMICA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

FACULTA DE INGENIERIA QUIMICA y METALURGICA

**TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE INGINIERO
METALURGICO**

TITULO:

**“Implementación de un Convertidor de Corriente para Mejorar la
Recuperación de Oro y Plata en las Celdas Electrolíticas en la
Empresa Minera SOTRAMI S.A”**

AUTORES:

CORONADO MAYTA DUMOT FRANKLIN

ASESOR:

Ing. RICARDO BERNUY CASAHUAMAN

C.I.P. N°108544 DNU N° 460

Huacho - Perú

DEDICATORIA

Con cariño y aprecio a mis padres y hermanos, que a ellos les debo cuanto soy, por su incondicional y fiel apoyo para lograr nuestro objeto por ello cada una de las letras de este trabajo son por Ustedes.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por permitirme vivir día a día y haber hecho realidad mi Vocación Profesional.

Mi Agradecimiento a todos los docentes de la UNJFSC EAP, Ing. Metalúrgica por sus consejos y recomendaciones.

PENSAMIENTO

“El conocimiento se enorgullece de haber aprendido tanto; la sabiduría siente la humildad de no saber más.”

(William Cowper.)

RESUMEN

Este trabajo de investigación ha sido realizado con la intención de fomentar y divulgar los diferentes conocimientos que existen con respecto a la extracción de oro con cianuro en las industrias que lo utilizan como un insumo importante, en particular en la Industria minera.

El estudio de investigación se realizó en la planta de beneficio SOTRAMI S.A en donde se evaluaron los parámetros de operación durante un periodo de 30 días.

El principal objetivo del presente estudio es evaluar el proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado en la recuperación de oro en la planta minera Sotrami S.A – 2012.; el cual fue llevado a cabo mediante la evaluación en la planta industrial. La evaluación se realiza utilizando 2.5 Kg/ TM de cianuro de sodio de 98% con una fuerza promedio de 0.18 gr/Lt, tipo de carbón usado es de cascara industrial carbón A con una granulometría de -6m a +14m, 36.22gr/Lt de carbón y 2.5 volt en la desorción.

La recuperación del oro de acuerdo a la liberación tiene una relación de $\% \text{ Rec. Au} = 19.1899 + 0.874602 * \text{MALLA}_{200}$ una desviación estándar de 2.80874, con una recuperación promedio de 93.085% y una probabilidad de 1.394% fuera de los límites establecidos.

La adsorción de oro en el carbón tiene un crecimiento diario de 0.25 gr/Kg observable y 0.17 gr/Kg hallada, el crecimiento de la adsorción de oro al inicio es mayor a medida que se satura decrece su adsorción para el TK-2 esta adsorción tiene una relación de

$$X_{iA} = 4.36 + (1.294 - 4.36)e^{-0.1024t}$$

En la planta de desorción se tiene un flujo de 32.30 Lt/min, volumen de solución de 2500 litros ley de carbón de 4.65gr/Kg la extracción de oro depositada cumple la relación

de $X_{iP} = 10.02 + (104.22 - 10.02)e^{-0.1065t}$ con ella en 5.5 horas extrae el 50% referente al observado y el hallado en 11 horas.

En la desorción de oro del carbón tiene una recuperación de 99.32% quedando en la solución 0.25% y en el carbón 0.42% cumpliendo la relación de desorción $X_{iP} = 0.018 + (4.650 - 0.018)e^{-0.1537t}$, mientras que la recuperación real es de 99.45%, quedando en solución 0.16% y en el carbón de 0.39%.

La ley de cabeza que ingresa en promedio es de 25.91gr/TM de oro por toneladas, la extracción tiene un promedio de 24.38gr/TM, en la solución barren es de 0.3259 gr/m³, el mineral en el relave es de 1.086 gr/TM.

La recuperación en el proceso de lixiviación es de 94% y la recuperación total es de 99.7% para el tiempo es estudio; mientras que la recuperación anual es de 93.99%.

Con este proceso de evaluación se cumple los objetivos de estudio sobre el proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado en la recuperación de oro las variables en estudio.

Palabras claves: Circulación, Duración, Desorción, Enfriamiento, Electrodeposición, Duración, Cianuro, Cal, Zinc, Carbón Activado.

SUMMARY

This research work has been conducted with the intention of promoting and disseminating the different knowledge that exists regarding the extraction of gold with cyanide in industries that use it as an important input, particularly in the mining industry.

The research study was conducted at the SOTRAMI S.A benefit plant where the operation parameters were evaluated during a period of 30 days.

The main objective of the present study is to evaluate the process of adhesion, desorption and electrodeposition of activated carbon in the recovery of gold in the Sotrami S.A - 2012 mining plant; which was carried out through the evaluation in the industrial plant. The evaluation is carried out using 2.5 Kg / MT of sodium cyanide of 98% with an average force of 0.18 gr / Lt, type of coal used is of industrial shell A coal with a granulometry of -6m to + 14m, 36.22gr / Lt of carbon and 2.5 volt in the desorption.

The recovery of gold according to the release has a ratio of $\% \text{ Rec. Au} = 19.1899 + 0.874602 * \text{MALLA}_{200}$ a standard deviation of 2.80874, with an average recovery of 93.085% and a probability of 1.394% outside the established limits.

The adsorption of gold in the coal has a daily growth of 0.25 gr / Kg observable and 0.17 gr / Kg found, the growth of the adsorption of gold at the beginning is greater as its saturation decreases its adsorption for the TK-2 this adsorption has a relation of.

In the desorption plant has a flow of 32.30 Lt / min, volume of solution of 2500 liters carbon law of 4.65gr / kg the extraction of gold deposited meets the ratio of with it in 5.5 hours extracts 50% referring to the observed and the one found in 11 hours.

In the gold desorption of coal has a recovery of 99.32% remaining in the solution 0.25% and coal 0.42% fulfilling the desorption ratio, while the real recovery is 99.45%, remaining in solution 0.16% and in coal of 0.39%.

The law of head that enters in average is of 25.91gr / TM of gold by tons, the extraction has an average of 24.38gr / TM, in the solution barren is of 0.3259 gr / m³, the ore in the tailings is of 1.086 gr / TM.

The recovery in the leaching process is 94% and the total recovery is 99.7% for the time it is studied; while the annual recovery is 93.99%.

With this evaluation process the study objectives on the process of adhesion, desorption and electrodeposition of activated carbon in the recovery of gold the variables under study are fulfilled.

Words classes: Circulation, Duration, Desorption, Cooling, Electrodeposition, Duration, Cyanide, Cal, Zinc, Activated Carbon.

ÍNDICE

Portada	I
Dedicatoria	II
Agradecimiento	III
Pensamiento	IV
Resumen	V
Índice general	VII
Índice de gráficos	XI
Índice de tablas	XIII
Glosario de abreviatura	XV
Índice de anexo.	XVIII
Introducción	XX

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.	22
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.	23
1.2.1. Problema General.	23
1.2.2. Problema Específico.	23
1.3. OBJETIVOS.	24
1.3.1. Objetivos Generales.	24
1.3.2. Objetivos Específicos.	24
1.4. JUSTIFICACIÓN.	24
1.5. DELIMITACIÓN.	25
1.5.1. Delimitación Territorial.	25
1.5.2. Delimitación Tiempo y Espacio.	25
1.5.3. Delimitación de Recursos.	25
1.6. Viabilidad de Estudio.	26
1.7. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.	26
1.7.1. Hipótesis General.	26
1.7.2. Hipótesis Específicas.	26

1.8.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.	27
1.9.	METODOLÓGIA.	27
1.9.1.	Diseño Metodológico	27
1.9.1.1.	Tipo de Investigación.	27
1.9.1.2.	Método de Investigación.	28
1.9.1.3.	Estrategias o Procedimientos de Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnicos.	28
1.10.	Población y Muestra.	28
1.10.1.	Población.	28
1.10.2.	Muestra.	29
1.11.	Técnica de Recolección de Datos.	29
1.11.1.	Técnicas.	29
1.11.2.	Instrumentos.	30
1.12.	Técnica de procesamiento de la Información.	30
1.13.	Aspectos Éticos.	30

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	ANTECEDENTES HISTÓRICOS DE LA EMPRESA.	31
2.1.1.	Antecedentes y Generalidades.	31
2.1.2.	Proceso Descriptivo de Planta SOTRAMI S.A.	32
2.2.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.	36
2.2.1.	Investigación Relacionada con el Estudio.	36
2.2.2.	Otras Publicaciones.	37
2.3.	ANTECEDENTES TEÓRICAS.	41
2.3.1.	Lixiviación.	41
2.3.1.1.	Agentes de lixiviación de oro.	41
2.3.1.2.	Factores técnicos económicos.	42
2.3.1.3.	Proceso de lixiviación.	42
2.3.2.	Cianuración.	43
2.3.3.	Carbón activado.	45
2.3.3.1.	Propiedad del carbón activado.	46

2.3.3.2. Adsorción.	46
2.3.3.2.1. Diferencia entre adsorción y absorción.	47
2.3.3.2.2. Capacidad de adsorción de un carbón.	48
2.3.3.2.3. Factores que afectan la adsorción.	49
2.3.3.2.4. Proceso de adsorción.	50
2.3.3.3. Carbón en pulpa (CIP).	51
2.3.4. Desorción del oro del carbón activado.	52
2.3.5. Etapas de los procesos.	53
2.3.6. Variables de desorción.	54
2.3.7. Procesos de desorción.	55
2.3.8. Proceso de reestracción con alcohol.	55
2.3.9. Ventajas y desventajas.	56
2.3.10. Reactivos empleados.	57
2.3.11. Electrodeposición de oro.	58
2.3.11.1. Refinación con agua regia.	60
2.3.11.2. Precipitación con bisulfito de sodio.	62
2.3.12. Fundición.	63
2.4. Definición de Términos Básicos.	64

CAPITULO III

PARTE EXPERIMENTAL Y RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1. Equipos y Materiales.	68
3.2. Condiciones de Trabajo.	68
3.3. Característica de las Variables.	69
3.4. Datos Recopilados del Proceso.	70
3.4.1. Datos de Circuito de Molienda y Clasificación.	70
3.4.2. Datos de Circuito de Lixiviación.	72
3.4.3. Datos de Circuito de Adsorción.	73
3.4.4. Datos de Circuito de Desorción.	74
3.4.5. Datos de Refinación de Oro.	75
3.5. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO.	76
3.5.1. Molienda Cianuración y Adsorción.	76

3.5.2. Descripción de Desorción de Carbón.	77
3.5.3. Refinación de Lodos Catódicos.	78
3.5.4. Reactivación Química del Carbón Activado.	79
3.5.5. Refinación Química de Plata.	80
3.6.Resultados y Análisis.	81
3.6.1. Resultado de la Liberación de Minerales a malla -200.	81
3.6.2. Liberación de Mineral a Malla-200 en Función de Porcentaje de Sólidos.	81
3.6.3. Recuperación de oro en función a su Porcentaje de liberación de mineral a malla -200.	86
3.6.4. Porcentaje de Extracción de Oro.	88
3.6.5. Adsorción de Oro en Carbón Activado.	90
3.6.6. Desorción y Extracción de Oro de Carbón Activado.	95
3.6.6.1. Oro en la Solución Alimentada.	97
3.6.6.2. Extracción de Oro de la Solución.	99
3.6.6.3. Desorción de Oro del Carbón Activado.	100
3.6.6.4. Refinación de Oro.	102
3.6.7. Análisis y Discusión.	102
3.6.7.1. Liberación en Porcentaje de Sólidos.	102
3.6.7.2. Recuperación de Oro en Relación a la Liberación.	103
3.6.7.3. Absorción de Oro en Carbón Activado.	103
3.6.7.4. Desorción y electrodeposición de Oro.	104

CAPITULO IV

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. Conclusiones.	106
4.2. Recomendaciones.	108
Bibliografía.	109
Anexos.	

ÍNDICE DE GRÁFICOS

	Pág.
Fig. N° 1 : Isoterma típica de disolución.	49
Fig. N° 2 : Tipo de proceso con carbón activado	51
Fig. N° 3 : Circuito de Molienda lixiviación y adsorción.	76
Fig. N° 4 : Proceso de desorción de carbón	77
Fig. N° 5 : Proceso de Refinación	78
Fig. N° 6 : Proceso de reactivación de carbón	79
Fig. N° 7 : Proceso de refinación de plata.	80
Fig. N° 8 : Control de porcentaje de sólidos en molienda.	81
Fig. N° 9 : Control 6 Six Sigma porcentaje de sólido para la liberación de mineral %-200m.	82
Fig. N° 10 : Control de liberación malla -200.	83
Fig. N° 11 : Control 6 Six Sigma liberación de mineral %-200m.	84
Fig. N° 12 : Liberación de mineral a -200m.	85
Fig. N° 13 : Recuperación de oro en función a la liberación de mineral -200m	86
Fig. N° 14 : Porcentaje de extracción de oro	88
Fig. N° 15 : Control 6 Six Sigma recuperación de oro.	89
Fig. N° 16 : Adsorción de oro en carbón TK-2	91
Fig. N° 17 : Observado Adsorción de oro en carbón TK-2	91
Fig. N° 18 : Calculado Adsorción de oro en carbón TK-2	91
Fig. N° 19 : Adsorción de oro en carbón TK-3	92
Fig. N° 20 : Observado Adsorción de oro en carbón TK-3	93
Fig. N° 21 : Calculado Adsorción de oro en carbón TK-3	93
Fig. N° 22 : Adsorción de oro en carbón TK-7	94
Fig. N° 23 : Observado Adsorción de oro en carbón TK-7	95
Fig. N° 24 : Calculado Adsorción de oro en carbón TK-7	95
Fig. N° 25 : Oro en Solución alimentación	96
Fig. N° 26 : Oro en Solución Retorno	96
Fig. N° 27 : Oro en depositado	96
Fig. N° 28 : Oro en carbón	96
Fig. N° 29 : Oro en solución alimentada a la electrodeposición	97

Fig. N° 30	: Oro en solución retorno a columna de carbón activado	98
Fig. N° 31	: Oro Depositado en lana de acero	99
Fig. N° 32	: Porcentaje deposición de oro en lana de acero	99
Fig. N° 33	: Oro en carbón activado	100
Fig. N° 34	: Extracción de oro de carbón activado	101
Fig. N° 35	: Refinación de oro	102

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla N° 1 : Variables de operación	27
Tabla N° 2 : Factores físicos que afectan la adsorción	49
Tabla N° 3 : Factores químicos que afectan la adsorción	50
Tabla N° 4 : Equipos y Materiales	68
Tabla N° 5 : Condiciones de evaluación de procesos	69
Tabla N° 6 : Datos operación del circuito de molienda y clasificación	70
Tabla N° 7 : Datos operación del circuito de molienda y clasificación	71
Tabla N° 8 : Datos operación del circuito de cianuración	72
Tabla N° 9 : Adsorción de Oro en Carbón gr/Kg.	73
Tabla N° 10 : Desorción de oro y electrodeposición	74
Tabla N° 11 : Carbón de proceso de adsorción.	74
Tabla N° 12 : Refinación de oro	75
Tabla N° 13 : Parámetros de control circuito de molienda y clasificación	81
Tabla N° 14 : Análisis de la varianza 6 sigmas de porcentaje de sólido en molienda	82
Tabla N° 15 : Análisis de la varianza 6 sigmas de porcentaje de liberación	84
Tabla N° 16 : Coeficientes liberación en función de % de sólidos	85
Tabla N° 17 : Análisis de Varianza liberación en función de % de sólidos	85
Tabla N° 18 : Análisis de coeficientes recuperación de oro en función liberación	87
Tabla N° 19 : Análisis de Varianza recuperación de oro	87
Tabla N° 20 : Análisis de Varianza 6 sigmas de recuperación de oro	89
Tabla N° 21 : Adsorción de oro en carbón TK-2	90
Tabla N° 22 : Adsorción de oro en carbón TK-3	92
Tabla N° 23 : Adsorción de oro en carbón TK-7	94
Tabla N° 24 : Desorción y electrodeposición de oro de carbón activado	96
Tabla N° 25 : Oro en solución alimentado	97
Tabla N° 26 : Oro en solución que retorna	98
Tabla N° 27 : Oro depositado en la lana de acero	99

Tabla N° 28	: Oro en carbón activado	100
Tabla N° 29	: Balance metalúrgico extracción de oro de pruebas experimentales	101
Tabla N° 30	: Balance metalúrgico extracción de oro real	101
Tabla N° 31	: Refinación de oro	102

GLOSARIO DE ABREVIATURA

\bar{X}	:	Línea central
#	:	Numero
%	:	Porcentaje
% Rec. Au	:	Porcentaje de recuperación de oro
% S Mol	:	Porcentaje de sólidos en molienda.
%-200m	:	Porcentaje de liberación malla -200.
%H	:	Porcentaje de humedad.
%S	:	Porcentaje de sólido.
t	:	Tiempo
“	:	Pulgada
°C	:	Grados Celsius.
μm	:	Micra.
A	:	Anexo
Ag	:	Plata
Ag	:	Plata metálica.
Ag/Zn	:	Plata/Zinc
Ag^+	:	Plata iónica
AgCl	:	Cloruro de plata.
Au	:	Oro.
c/u	:	Cada uno.
Cc/min	:	Centímetro por minuto
CIL	:	Carbón en lixiviación (carbon in leaching).
CIP	:	Carbón en pulpa (carbon in pulp.)
cm^3	:	Centímetros cúbicos.
COR	:	Coefficiente de corrección
CTR	:	Línea central.
Cu	:	Cobre.
Ej.	:	Ejemplo
E_s	:	Energía consumida durante la electrólisis (kWh/mol).
Fe	:	Hierro
Fig.	:	Figura.
FM01-LC	:	Reactor electroquímica

ft	:	Pies
g.l	:	Grado de libertad.
gr	:	Gramo
Gr.Esp.	:	Gravedad especifica
gr/Kg	:	Gramos por kilogramos
gr/Lt	:	Gramos por litro
grs/TMS	:	Gramos por tonelada métricas secas
Hg	:	Mercurio
HNO ₃	:	Ácido nítrico.
hrs	:	Horas.
Kg.	:	Kilogramos.
Kg/TM	:	Kilogramo por tonelada métrica
L/S	:	Líquido/sólido
Lb/Ton	:	Libras por tonelada corta
Lbs/TCS	:	Libras por tonelada corta secas
LCL	:	Límite inferior de control.
LIC	:	Límite inferior de control.
LIE	:	Límite inferior de control.
LSC	:	Límite superior de control
LSE	:	Límite superior de control.
Lt.	:	Litros
MALLA_200	:	Porcentaje de malla -200
Max	:	Máximo
mg	:	Miligramos
Min	:	Mínimo
mL	:	Mililitros.
msnm	:	Metros sobre el nivel del mar.
NaCl	:	Cloruro de sodio.
NaCN	:	Cianuro de sodio
Nº	:	Número.
Obs.	:	Observación.
OK	:	Outokumpu
Pág.	:	Pagina

pH	:	Potencial de hidrógeno
ppm	:	Partes por millón (mg/Lt)
Prom	:	Promedio
Q	:	Caudal Lt/min.
S.A	:	Sociedad Anónima
S°	:	Azufre elemental(puro)
TK	:	Tanque
TM	:	Toneladas métricas
TPD	:	Toneladas por día.
UCL	:	Límite superior de control.
V.C	:	Carbón vítreo
x	:	Minutos.
X_{iAC}	:	Oro en carbón en la adsorción gr/Kg.
X_{iC}	:	Oro en carbón en la desorción gr/Kg.
X_{iD}	:	Oro depositada gr/m ³ .
X_{iP}	:	Oro en solución pobre gr/m ³ .
X_{iR}	:	Oro en solución rica gr/m ³ .
Y	:	Oro en la solución refinada gr/m ³ .
μm	:	Micra
ρST	:	Rendimiento específico- tiempo (mol.h/m ³).
φe	:	Eficiencia de corriente.

ÍNDICE DE ANEXO

- A-1 : Mapa de localización del departamental de Ayacucho.
- A-2 : Mapa de localización de la provincia de Huanca Sancos – Ayacucho
- A-3 : Mapa de localización de la planta SOTREMI.
- A-4: : Instalación de la planta SOTREMI
- A-5 : Ley de oro alimentación relave y extracción.
- A-6 : Liberación en función a porcentaje de sólido en molienda.
- A-7 : Control de ley de oro en cabeza.
- A-8 : Control de ley de oro extraído.
- A-9 : Control de ley de oro en solución barren.
- A-10 : Control de ley de oro en mineral de relave.
- A-11 : Balance de oro en desorción.
- A-12 : Ley de oro en desorción.
- A-13 : Balance de oro en la desorción.
- A-14 : Balance de oro en desorción real.
- A-15 : Cinética de extracción de oro.
- A-16 : Extracción de oro corregido.
- A-17 : Porcentaje de extracción de oro.
- A-18 : Porcentaje de oro no extracción.
- A-19 : Cinética de extracción de oro en solución.
- A-20 : Extracción de oro en solución.
- A-21 : Cinética de oro en solución pobre.
- A-22 : Oro en solución pobre.
- A-23 : Cinética de desorción de oro de carbón.
- A-24 : Extracción de oro y retención en carbón.
- A-25 : Extracción de oro de carbón.
- A-26 : Diagrama de flujo de la planta de beneficio SOTRAMI S.A.
- A-27 : Diagrama de flujo de balance de carga circuito de extracción y adsorción de planta de beneficio SOTRAMI S.A.
- A-28 : Proceso de desorción y electrodeposición
- A-29 : Resumen de producción 2012
- A-30 : Diagrama de barra recuperación de oro 2012

- A-31 : Recuperación de oro 2012
- A-32 : Producción de oro 2012
- A-33 : Tonelada tratado 2012
- A-34 : Mineral tratado noviembre 2012
- A-35 : Consumo de insumos en planta-noviembre 2012
- A-36 : Control de recuperación de oro 2012
- A-37 : Ley de oro analizada y calculado 2012
- A-38 : Control de la Ley de oro calculado 2012
- A-39 : Control de probabilidad de recuperación de oro 2012

INTRODUCCIÓN

La extracción de oro y plata de minerales auríferos en el mundo cada día son más debido al precio internacional favorables por ello en el Perú debido a las reservas que existen con leyes marginales las comunidades campesinas están aprovechando la coyuntura y forman pequeñas empresas y se están dedicado a la extracción de sus recursos en beneficios de sus comunidades.

Para su extracción se busca el método más adecuado para el proceso por ello se relaciona con las actividades que realizan las minas alrededor del mundo, el oro se obtiene de minerales que contienen entre 0,5 y 13,7 g/ton de roca, de los cuales se recupera por métodos físicos y químicos. La mayoría de las minas de oro, donde el metal puede obtenerse por procesos típicos de la minería. La lixiviación con cianuro, no puede considerarse un procedimiento minero típico, sino más bien un proceso propio de la industria el proceso de disolución de metales se denomina lixiviación. El cianuro de sodio se disuelve en agua donde, en condiciones ligeramente oxidantes, disuelve el oro contenido en el mineral. La solución resultante que contiene oro se denomina “solución cargada”. Luego se agrega zinc o carbón activado a la solución cargada para recuperar el oro extrayéndolo de la solución. La solución residual o “estéril” puede recircularse para extraer más oro o enviarse a una instalación para el tratamiento de residuos.

Existen dos enfoques generales para la lixiviación del oro de un mineral mediante el cianuro: la lixiviación en tanque y la lixiviación en pila (por percolación). La lixiviación en tanque es el método convencional por el cual el mineral aurífero se tritura y se muele hasta reducirlo a menos de un milímetro de diámetro. En algunos casos se puede recuperar parte del oro de este material finamente molido como partículas discretas de oro mediante

técnicas de separación por gravedad. En la mayoría de los casos, el mineral finamente molido se lixivia directamente en tanques para disolver el oro en una solución de cianuro. Cuando el oro se recupera en una planta convencional de lixiviación en tanque, la solución estéril se recogerá junto con los residuos sólidos (relaves).

En la planta se lixivia en tanque con carbón en pulpa, luego se realiza la desorción por el proceso zadra y la refinación y fundición, pero este proceso necesita controlar las variables con la finalidad de mejorar la recuperación y minimizar los gastos innecesarios que se pueden estar realizando por ello se realiza la investigación en función a las variables establecidos en el estudio.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.

En el Perú se hallan muchos yacimientos de minerales de oro y plata, el oro se encuentra en la litosfera en calizas, calcitas, riolitas, graníticas compuestos de azufre metálico y en rocas sedimentarias, etc.^[35] el oro y plata se hallan finamente diseminados, y son explotados en diferentes lugares del Perú. Debido a que a lo largo y ancho del país existe mucha actividad que se dedica a la pequeña y mediana minería, que en muchos casos procesa su mineral en plantas convencionales propios de la zona o realizan procesos no adecuados obteniéndose bajas recuperaciones en oro y plata, no resulta rentable el proceso de extracción. Por lo cual, varios yacimientos mineros con contenidos apreciables de oro y plata se encuentran abandonados y desaprovechamos estos recursos minerales solo por no realizar un proceso metalúrgico apropiado.

En el departamento de Ayacucho y Arequipa existe mineros artesanales y pequeña y mediana donde la extracción es artesanal y semi artesanal por ello la recuperación de oro y plata es por amalgamación por ello el oro encapsulado, fino se quedan en el relave.

La Planta de cianuración SOTRAMI S.A. opera desde el año 2007, cuenta con una capacidad total de beneficio de minerales de 60 TMS/día, la recuperación se realiza por lixiviación en pilas y lixiviación por agitación, mediante carbón activado posterior la desorción y su electrodeposición y refinación.

El problema se encuentra que el oro se pierde en relave y soluciones, para ello se desea mejorar la recuperación de oro mediante la evaluación del proceso de lixiviación, desorción, electrodeposición y refinación para mejorar la recuperación.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA [8, 9, 11].

1.2.1. Problema General.

¿Cómo Implementar un Convertidor de Corriente el proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado en la recuperación de oro en la planta minera Sotrami S.A?

1.2.2. Problema Específico.

- ¿De qué manera el Convertidor de Corriente de buena calidad ayuda obtener una buena adsorción de oro?
- ¿Cuál será la dosificación óptima de los insumos para lograr una buena calidad de solución impregnada?
- ¿Cuál es el voltaje adecuado para conseguir una deposición óptima de oro en el cátodo?

1.3. OBJETIVOS.

1.3.1. Objetivo General.

Evaluar el proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado en la recuperación de oro en la planta minera Sotrami S.A – 2012.

1.3.2. Objetivos Específicos.

- Evaluar la calidad de carbón para obtener una buena adsorción de oro.
- Determinar la dosificación óptima de los insumos para obtener una buena calidad de solución impregnada.
- Evaluar el voltaje para encontrar una deposición óptima de oro al cátodo.

1.4. JUSTIFICACIÓN.

Al llevar a cabo esta investigación se podrá entender que el proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado en la recuperación de oro en la planta minera Sotrami S.A – 2016, nos permitirá mejorar la recuperación oro de minerales auríferos económicamente rentables.

Los Métodos, procedimientos y técnicas e instrumentos empelados en la investigación, una vez demostrada su validez y confiabilidad podrán ser utilizadas en otros trabajos de investigación.

En el presente trabajo se busca elevar la recuperación de oro al mismo tiempo demostrará que la actividad que se realiza fomentará el trabajo de la zona de influencia incrementado el ingreso económico de los socios y trabajadores de la planta minera Sotrami S.A. 2016.

1.5. DELIMITACIÓN.

1.5.1. Delimitación Territorial.

Departamento : Ayacucho.
Provincia : Lucanas.
Distrito : Sancos
Ciudad : Anexo Santa Filomena

1.5.2. Delimitación Tiempo y Espacio.

Para realizar la investigación se toman como referencia el año 2016.

1.5.3. Delimitación de Recursos.

Falta de disponibilidad de recursos económicos para llevar a cabo el trabajo de investigación.

1.6. VIABILIDAD DE ESTUDIO.

Es viable ya que esta planta de extracción cuenta con requerimientos necesarios que nos permite realizar trabajos de investigación en mejora de la producción.

1.7. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS [8, 9, 11, 13].

1.7.1. Hipótesis General.

- Implementando un Convertidor de Corriente en el proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado, se recupera oro en la Planta Minera Sotrami S.A - 2016.

1.7.2. Hipótesis Específicas.

- Implementando Convertidor de Corriente de buena calidad habrá una buena adsorción de oro.
- Dosificando óptimamente los insumos tendremos una buena calidad de solución impregnada.
- Controlando el voltaje dentro de los parámetros establecidos habrá una deposición óptima de oro al cátodo.

1.8. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

Tabla. N° 1: Variables de operación

Variable Independiente	Indicador
Proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado	- Calidad Convertidor de Corriente. - Dosificación optima de insumos. - Voltaje.
Variable Dependiente	
Recuperación de oro	- Adsorción de oro. - Calidad de solución impregnada. - Deposición de oro al cátodo.

1.9. METODOLOGIA.

1.9.1. DISEÑO METODOLÓGICO.

1.9.1.1. Tipo de Investigación.

De acuerdo a su naturaleza: Experimental.

De acuerdo al propósito o utilización: Investigación aplicada.

Se realiza investigación experimental y aplicada, en este trabajo ya que se realiza experimental al nivel de laboratorio para posteriormente aplicar en el proceso de lixiviación y extracción de oro y plata.

1.9.1.2. Método de Investigación.

Método General : Método comparativo.

Método Específico : Método experimental.

1.9.1.3. Estrategias o Procedimientos de Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnica.

Se aplicara las siguientes técnicas de investigación

- **Técnica de Muestreo.**
 - a. Técnica Estadísticas.
 - b. Tipo de Muestreo Probabilístico al azar.

1.10. POBLACIÓN Y MUESTRA.

1.10.1. Población.

Todos los pequeños mineros que no cuente con planta de beneficio en la capital de Sancos provincia de Huanca Sancos – Ayacucho.

1.10.2. Muestra.

Teniendo en cuenta las empresas que utiliza el servicio de la planta concentradora Sotrami S.A. en el periodo 2016.

1.11. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

1.11.1. Técnicas.

a. Observación sistemática Directa.

Se empleará esta técnica para observar el proceso de investigación en el momento que se está desarrollando.

b. Observación Sistemática Indirecta.

Mediante esta técnica se podrá analizar y estudiar los diversos documentos que contiene información sobre el tema de investigación.

c. Observación experimental.

Con esta técnica será posible conocer la forma como se desarrollan las actividades de aumento de la ley del mineral aurífero proveniente de la planta de lixiviación Sotrami mediante el proceso de desorción y electrodeposición de carbón activado.

d. Otras Técnicas.

Técnica de cuestionario.

1.11.2. Instrumentos.

- a. Ficha de observación.
- b. Lista de cotejo.
- c. Escalas libreta de notas.
- d. Filmadora, cámara fotográfica y grabadora.

1.12. TÉCNICAS DE PROCEDIMIENTOS DE LA INFORMACIÓN.

Se usará el análisis estadístico, usando programas de cálculo como Excel, SPSS, para luego mostrar la información, mediante tablas, registros, figuras, promedios, medianas, desviación estándar y otros.

1.13. ASPECTOS ÉTICOS.

Todo trabajo de investigación debe ser inédito.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES HISTORICOS DE LA EMPRESA.

2.1.1. Antecedentes y Generalidades.

La Planta de beneficio de minerales auríferos de Minera SOTRAMI S. A. (Sociedad de trabajadores Mineros sociedad Anónima) fue constituido el año 1991 e incrementó operaciones sustancialmente desde el año 2005; Se encuentra ubicada en la quebrada Santa Rosa, distrito de Sancos, provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho a 1150 msnm, la que se accede a 1.75 hrs por carretera afirmada de penetración desde la localidad de Yauca (Km 575 Pan. Sur).

A la fecha se indica un nivel de procesamiento de 40 TPD de minerales auríferos y relaves de socios y terceros, los tipos de minerales auríferos que procesan en orden cantidad aproximada son:

- Mineral oxidado: 85 %
- Mineral Panizo: 5.0 %
- Mineral Zaranda (Ilampo): 7.0 %
- Mineral Sulfuro: 3.0 %

La planta de beneficio posee las siguientes áreas de proceso:

- Recepción, cancha de minerales y preparación mecánica
- Laboratorio Químico y de investigación Metalúrgica
- Chancado primario y secundario
- Molienda primaria y secundaria
- Lixiviación y Adsorción (CIL)
- Desorción y refinación
- Relavera
- Administración y campamentos

A continuación nombraremos cada una de las áreas con las respectivas recomendaciones sugeridas a considerar para mejoramiento de la gestión operativa y la eficacia - eficiencia del proceso metalúrgico.

2.1.2. Proceso Descriptivo de Planta SOTRAMI S.A.

Ingresa el material al área de chancado con una gravedad específica de 2.7 con una granulometría promedio de 6" - 12" y es vertida en la tolva de gruesos, esta es alimentada a una parrilla de 1" de abertura, los gruesos es alimentada a la chancadora primaria de 8"x10" que tiene como set de descarga de 1", estas a su vez caen a la faja transportadora N°1 que alimenta a la zaranda vibratoria de 3'x 6' ft de abertura de malla de ½", los gruesos de la zaranda vibratoria pasan a la faja transportadora N°2 y esta a su vez alimenta a la chancadora cónica de 1' regulada con set de descarga de ½" el material chancado cae a la faja transportadora N°1 terminando el circuito cerrado ver anexo A-26.

Lo fino con granulometría $\pm \frac{1}{4}$ " que es el pasante de la zaranda vibratoria 3'6' es alimentada a la faja transportadora N°3 y está alimenta a la tolva de fino que tiene una capacidad de 40 TMS.

De la tolva de fino sale una faja transportadora N°4 que alimenta al molino primario 5'x5' ft a razón de 40 TMSD , en el chut de alimentación ingresa agua fresca, solución barren y el retorno de los ciclones, así como solución de cianuro al 1.69 % con un pH 11-11.5 que es preparado en un tanque de 3m³, la descarga del molino primario 5'x5' ft tiene una pulpa de densidad promedio 1550 – 1600 g/lt con una fuerza de NaCN de 0.12-0.14 gr/lt, esta pulpa es llevada hacia un clasificador helicoidal, donde las partículas gruesas que se sedimentan son arrastrados hacia el chut de alimentación del molino 4'x5' para ser remolidos, la parte que logra mantenerse en suspensión es enviado y recepcionado en un cajón de 1.5 m³ para ser bombeados por 2 bombas SRL N°1 y N°2 de 2 ½" x 2" c/u hacia 2 hidrociclones D-4 N°1 y N°2, ver anexo A-26.

De donde el underflow de los hidrociclones N° 1-2 son enviados en un 70 % al molino de remolienda 4'x5' y 30% al molino primario 5'x5' con densidad de pulpa de 1460-1480 g/lt la descarga del molino 4'x5' son enviados directamente al cajón principal donde están las bombas 1-2 terminando su curso en el bombeo a los clasificadores.

Los over flow de ambos hidrociclones N°1 y N°2 se juntan dando un over flow general de una densidad de 1360-1380 pasando al tanque lixiviador N°1 de 12'x12' la cual dicha pulpa tiene un tiempo de residencia de 12.5 horas después de ese tiempo pasa al tanque CIP N°2 de 10'x10' la pulpa tiene un tiempo de residencia de 7.28 horas pasando luego al tanque CIP N°3 de 10'x10' con un tiempo de residencia de 7.28 horas, luego pasa

al tanque CIP N°4 de 10'x10' con un tiempo de residencia de 7.28 horas pasando al tanque CIP N°5 de 9.5'x10.5' con un tiempo de residencia de 6.9 horas luego pasa al tanque CIP N°6 de 10'x10' con un tiempo de residencia de 7.28 horas y por ultimo al tanque CIP N°7 de 8'x8' cuya pulpa tiene un tiempo de residencia de 3.79 horas, el arreglo de carbones para su carga de oro son: en el tanque N° 2 un promedio de 1000 kilos de carbón, este carbón es la que ingresado a desorción por ser el carbón más rico, los carbones presentes en el tanque N°3 N°5, N°6, N°7 son pasados en contracorriente una tubería de cosecha de 4" de diámetro que los lleva hacia un tromell cosechador donde separamos el carbón de la pulpa y a la vez lo lavamos ver en anexo la A-26.

Los carbones que salen son ensacados, pesados, muestreados y llevados inmediatamente a la planta de desorción, en el caso del carbón presente en el TK-2 y los demás carbones son reingresados en contra corriente a los tanques según el arreglo de carbones.

Dentro de la planta de desorción el carbón el ingresado hacia el reactor que tiene una capacidad de 1100 Kg de carbón, previo al ingreso del carbón la solución es calentada para acelerar la desorción, una vez cargado el carbón, se le agrega cianuro de sodio 10 kg y 40 kg de hidróxido de sodio, y es circulado con la solución caliente a unos 83°C conjuntamente con 200 litros de alcohol finalizando el proceso denominado zadra-presurizada. La solución que tiene oro iónico es pasada hacia la celda de electro-obtención donde por intercambio ionio el oro es depositado en los cátodos de lana de acero inoxidable.

Una vez cargados los cátodos estos son retirados para ser llevados a la etapa de refinación química.

Se lleva a un recipiente para disolver la lana de acero con ácido clorhídrico, una vez disuelto es adicionada la solución de agua regia para disolver el oro precipitado y una vez el oro disuelto es adicionado urea para minimizar los gases, seguidamente se precipita el lodo áurico con bisulfito de sodio este precipitado se lava por tres veces con abundante agua y se filtra.

Una vez filtrado se funde se hace la colada una vez obtenida el lingote de oro se lleva hacia una solución de ácido nítrico para eliminar contaminantes y limpiar de escorias, este lingote es muestreado y pesado para ser entregado.

Del mismo recipiente donde se disolvió la lana de acero queda un precipitado de lodo de plata, este se lava por 3 veces y a este se agrega ácido nítrico para formar una solución de nitrato de plata, a esta solución se le adiciona NaCl o sal común para precipitar Ag^+ a este precipitado se le lava tres veces y se le adiciona ácido sulfúrico para que en este medio se le adicione zinc en polvo para su reducción de Ag^+ a Ag pura esta se lava y se filtra luego se funde y sale las barras de plata fina.

Una vez terminado la desorción el carbón es sacado de desorción y es lavado con agua se le seca para ser reactivado térmicamente, luego de esta reactivación se le hace una reactivación química para su neutralización con ácido clorhídrico. Se lava y se seca para su almacenamiento o su vertido a los tanques de agitación.

2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

2.2.1. Investigación Relacionada con el Estudio.

Aramburú Rojas, Vidal Sixto (2003). Es un trabajo de investigación, Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro pirítico, para la optimización del proceso de cianuración “utilizando el programa estadístico statgraphic plus”. Concluye que técnicamente se demuestra que la pre-aireación como etapa previa en el proceso de cianuración, disminuye el consumo de cianuro en 55 % e incrementar la extracción de oro en 10,57 % del concentrado sulfurado. El modelamiento del proceso de cianuración para fracciones reaccionadas, sin pre-aireación y con pre-aireación, donde se concluye que la velocidad de disolución se incrementa en un 25.37%, mientras que la recuperación de oro en 83,97% según el Modelo Matemático, por el proceso de cianuración, se ha logrado bajo las siguientes condiciones operacionales [1].

Reyes Cruz, Víctor Esteban (2002). En su trabajo de investigación, recuperación selectiva de “Doré” (Au-Ag) de disoluciones provenientes de la lixiviación de minerales, utilizando un reactor electroquímico FM01-LC. Concluye que utilizando un reactor electroquímico para poder recuperar oro y plata de este tipo de disoluciones, con el fin de disminuir el número de etapas de proceso y su estudio sobre el comportamiento de la solución lixivante industrial, en el reactor FM01-LC, imponiendo una densidad de corriente de -0.39 mAcm^{-2} al electrodo de RVC, determinándose que es posible realizar la recuperación selectiva de “doré” a través de la imposición de una densidad de corriente controlada. En ello se realizó la evaluación de los parámetros de eficiencia de corriente ϕ_e , consumo de energía E_s y rendimiento espacio-tiempo p_{ST} . Se estableció que la eficiencia de corriente ϕ_e no aumenta más de 0.199% para el oro y de 2.99% para la plata [28].

Tomalá Andrade, César Enrique (1998). En su investigación sobre, Análisis de un sistema de adsorción y desorción de oro de carbón activado y su electrodeposición. Llego a una conclusión sobre la densidad de pulpa es un factor importante en la adsorción de oro en un circuito CIP. Sin embargo para evitar inconvenientes con el carbón en pulpas muy diluidas se sugiere un rango de densidades entre 1370-1420Kg/m³, y las pruebas de desorción revelan que es posible llevar a cabo ésta operación con concentraciones de 0.1 % de NaCN, de igual manera se concluye que al igual que en la desorción se debe operar con concentraciones de 0.1 % de NaCN y un rango de voltaje y amperaje menor a los aplicados actualmente, ya que las pruebas confirman su aplicación^[32].

2.2.2. Otras Publicaciones.

Yáñez Traslaviña, J. J.; García Páez, I. H.; Pedraza Rosas, J. E.; Laverde Cataño, D. (2004), En su investigaciones sobre Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro frío (Bolívar Colombia), para la selección de los procesos de extracción. Llegaron a una conclusión. Los resultados obtenidos indican que el oro presente en el mineral, se presenta a un tamaño muy fino (< 75 µm) y que la gran mayoría está como oro libre o expuesto. Por tal motivo se requiere que el mineral sea molido finamente para su posterior tratamiento directo de cianuración. Por otra parte se concluyó que el proceso de tratamiento apropiado para el mineral es cianuración convencional por agitación, ya que la granulometría fina es apropiada para este tipo de cianuración, trabajando con una pulpa al 40% en peso de sólidos. Los procesos para la recuperación del oro disuelto pueden ser el proceso CIP (Carbon- In-Pulp) o el proceso CIL (Carbon-In-

Leaching), ya que la cantidad de arcillas presentes en el mineral dificultan los procesos de separación sólido-líquido. Además las cantidades de plata disueltas en la solución son bajas y no representaría excesivos consumos de carbón. Finalmente se concluye que los dos composites presentan comportamiento bastante similar, por lo que pueden ser mezclados durante los procesos en planta. Se puede deducir claramente, que los problemas que se presentan actualmente en zona minera de San Pedro Frío, son debidos a múltiples factores: El inadecuado proceso y control de la conminución, conlleva a no lograr el grado de reducción o necesario para la liberación del oro. La lixiviación por percolación no es la más adecuada para aplicar en estos minerales, debido a que al alto porcentaje de oro presente a tamaños menores de 75 μm , implica una reducción muy fina del mineral y la presencia de minerales arcillosos, dificultan la percolación de la solución de cianuro a través del lecho de mineral. La solución lixiviada obtenida del proceso de cianuración, está siendo tratada directamente con viruta de zinc y sin desoxigenar, esto conlleva a un consumo excesivo de zinc y una alta contaminación de la solución pobre con cianuro de zinc [36].

Vidal Sixto, Aramburú Rojas; Pablo Antonio Núñez Jara; Ángel Azañero Ortiz; Sósimo Fernández Salinas; Pedro Gagliuffi Espinoza; Pilar Angélica Avilés Mera; Elvis Portocarrero Albildo; Holgel Acosta Cabezas (2007). En sus investigaciones sobre, Recuperación de oro y plata de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo. Concluyen que la flotación de la muestra inicial no es satisfactoria porque las recuperaciones son bajas, tanto en oro y plata de 59,11% y 52,51%, respectivamente. Realizando previamente un pre concentración con el centrífugo “Falcon” y flotando del relave de estos equipos, mejora la recuperación tanto en oro y plata, obteniéndose 85,67% y 75,72%, respectivamente. Con la cianuración directa para 36 horas de lixiviación, se obtiene una

recuperación de 81,21% para oro, en cambio para la plata es baja llegando a 49,86%. El tratamiento adecuado de este tipo de minerales, en base en la investigación realizada lo cual requiere una pre concentración con los equipos gravimétricos centrifugación como el “FALCON” y recién el relave se somete a la flotación, para que el proceso sea económicamente rentable. La explicación es que un porcentaje apreciable de partículas de oro y plata se encuentra en tamaños muy finos [2].

Cavero, Arturo; Lara, Miguel (2001). En su investigaciones, Extracción de oro de mineral aglomerado en pilas de lixiviación, concluyen que las variables que influyen significativamente en el proceso de lixiviación de mineral aglomerado dentro del rango estudiado son: el nitrato de potasio (0.1 a 1.5 g/t), la humedad del mineral (10 a 18%) y el ratio de riego (5 a 10 l/h-m²). Para recuperaciones iguales o sobre el 80%, el rango de valores de las variables significativas son: nitrato de potasio: 0,31 a 0,66 g de nitrato / t de mineral, humedad: 11,2 % a 13,2% en peso y el ratio de riego: 5 a 10 l/h-m², que están dentro del rango óptimo, lo cual implica reducción en costos de operación. Comparando datos experimentales obtenidos con mineral aglomerado y mineral sin aglomerar se determina que la cinética inicial es mayor en el mineral aglomerado. Se encontró un modelo matemático codificado que describe el proceso: $Y = 82.2 + 1.19x^2 - 1.69x^4 + 2.03x^7 - 1.91x^{10} - 1.14x^{13}$ [10].

Eleazar Salinas.; Isauro Rivera.; F. Raúl Carrillo.; Francisco Patiño.; Juan Hernández.; Leticia E. Hernández (2005). Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, Mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono. Concluyen que la composición química del mineral estudiado, reveló la presencia de importantes cantidades de Ag y Au, lo cual hace del material ideal para su estudio de cianuración para la recuperación de tales valores

de interés. Por otro lado, se aprecian cantidades importantes de Fe, Cu y Zn que pueden retardar el proceso de cianuración debido a su carácter cianicida. Las especies minerales encontradas fueron; mayoritariamente, pirita y algunos contenidos de esfalerita, galena y cuarzo. Este resultado, indica que el mineral de estudio presenta de igual modo, ciertas características refractarias al proceso de cianuración debido a su naturaleza pirítica, lo cual lo hace ideal para su tratamiento por oxidación con ozono previo al proceso de cianuración. La distribución granulométrica del mineral presenta una forma bimodal, encontrando un mayor porcentaje (38 % en peso) en tamaños de partícula menores a 37 μm ; además de tener un 25.5 % en peso en tamaños que van desde 74 a 53 μm , esto puede representar, una posibilidad de evaluar el grado de liberación en este mineral y ensayar algún estudio de molienda y flotación que mejore la recuperación de los valores de interés. Se encontró que con la preoxidación del mineral, los valores de Ag disueltos mejoraron sustancialmente logrando un incremento del 10.8 % de disolución de plata en un tiempo de reacción de 72 h. Para la disolución de Au, se encontró que con el mineral preoxidado con ozono se logró un 53 % más de disolución de oro a las 72 h de reacción. De acuerdo a los resultados de la caracterización de los residuos de lixiviación, se pudo observar que la matriz del mineral fue alterada significativamente cuando se preoxidó con ozono. Ello pudo ser la variable más importante que propició una mejor disolución de los valores de Au y Ag. De manera contundente, el presente trabajo logró su objetivo que fue el de mejorar la cianurabilidad de un mineral considerado refractario a dicho proceso. Se obtuvo un 10.8 % más de disolución de Ag y un 53 % más de disolución de Au que para el caso de la cianuración del mineral sin preoxidación ^[17].

2.3. ANTECEDENTES TEÓRICAS.

2.3.1. Lixiviación [3, 7, 14].

La lixiviación se puede definir como una operación unitaria que consiste en una extracción sólido-líquido empleada para separar los constituyentes solubles de un sólido inerte con un solvente. El proceso completo de extracción suele comprender la recuperación por separado del solvente y del soluto.

La extracción sólido-líquido tiene gran importancia en un gran número de procesos industriales. En metalurgia en la extracción de: cobre con ácido sulfúrico, oro y plata con cianuro, etc.

2.2.1.1. Agentes de Lixiviación de Oro [12].

Una reacción fisicoquímica en el cual se hallan involucradas una fase sólida y otra líquida se efectúa en las cinco etapas siguientes:

1. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólido-líquido.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
3. Reacción en la superficie.
4. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
5. Difusión de estos productos de la interface sólido-líquido a la solución.

En todos los casos donde el oro es sometido a un proceso de lixiviación, la disolución está regida por los principios electroquímicos de la Corrosión, en donde el mecanismo de reacción depende de cada sustancia lixivante.

2.2.1.2. Factores técnicos y económicos [6, 28].

En general, la práctica industrial de la lixiviación presenta diferentes sistemas de operación que se seleccionan de acuerdo a componentes en el análisis de un proyecto, algunos de los cuales son:

- Ley de la especie de interés a recuperar.
- Reservas de mineral.
- Caracterización mineralógica y geológica.
- Comportamiento metalúrgico.
- Capacidad de procesamiento.
- Costos de operación y de capital.
- Rentabilidad económica.

2.2.1.3. Proceso de Lixiviación [22, 34].

a. Lixiviación de lechos fijos:

- In situ, in place.
- En botaderos.
- En pilas.
- En bateas.

b. Lixiviación de pulpas:

- Por agitación.
- En presión ambiente.
- En autoclaves.

2.3.2. Cianuración.

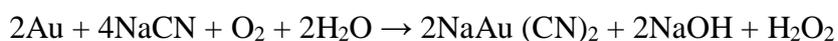
Scheele (1783), registra la solubilidad del oro en disoluciones de cianuro, estudiada en los años 1840 y 1850 por Elkington, Bogration, Elsner y Faraday. Elkington también hizo una patente para el uso de disoluciones de cianuro potásico para el electroplatinado de la plata y del oro ^[21].

Elsner (1846), investigo la disolución de oro de disoluciones de cianuro aireadas, como el papel del oxígeno en el mecanismo, y la reacción propuesta fue la siguiente:

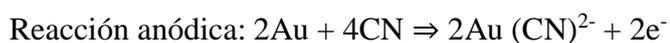


El proceso de cianuración tal y como se conoce en la actualidad fue patentado entre 1887 y 1888 por Mc Arthur y los hermanos Forrest; en 1889 se dio el primer uso comercial del cianuro de potasio para la extracción de oro, en Nueva Zelanda en la Mina Crown y al siguiente año en Sudáfrica ^[22, 28].

Habashi (1967) ^[15] revisa los estudios efectuados sobre el mecanismo de cianuración existentes hasta ese momento proponiendo la siguiente ecuación para la reacción de disolución del oro en el cianuro:



La reacción describe un proceso de corrosión en el cual el oxígeno absorbe los electrones en una zona catódica sobre la superficie metálica, mientras que en una zona anódica del metal éste cede electrones e ingresa a la solución como complejo de cianuro. De este modo, se producen dos reacciones electroquímicas de semicelda, que se balancean mutuamente:



La recuperación de los metales preciosos a partir de la disolución cianurada recibió mucha atención en el desarrollo de la cianuración. Los métodos iniciales de recuperación incluían cementación con cinc (proceso McArthur) y las celdas electrolíticas (proceso Siemens-Halske y Tainton) ^[21, 23].

La cianuración es el proceso más usado para la recuperación de oro, en especial del oro procedente de las menas no refractarias, pudiendo aplicarse también a minerales de plata ^[6, 7].

Consta de las siguientes etapas:

- a. Molienda convencional en varias etapas de la mena ya sea mediante un molino de bolas o mediante triturador autógeno.
- b. Lixiviación en tanques agitados o en reactores, usando disoluciones diluidas de cianuro, oxígeno y cal.
- c. Decantación en contracorriente o filtración por filtros de bandas o de tambor de la pulpa lixiviada.
- d. Recuperación de los metales preciosos de la disolución por precipitación con cinc en polvo (proceso Merrill-Crowe) o por electrodeposición en cátodo de lana de acero.
- e. Adsorción y desorción de carbón activado y su electrodeposición.

2.3.3. **Carbón Activado.**

El carbón es un mineral de origen orgánico constituido básicamente por carbono. Su formación es el resultado de la condensación gradual de la materia de plantas parcialmente descompuestas a lo largo de millones de años ^[25].

La primera aplicación industrial del carbón activo tuvo lugar en 1794, en Inglaterra, utilizándose como agente decolorante en la industria del azúcar. ^[2].

Mc Dougall y Hancock (1981) catalogan al carbón activado como término genérico que designa a una familia de materiales carbonáceos, altamente porosos, que no pueden ser caracterizados por una fórmula estructural o por análisis químico. Los poros son

cavidades pequeñas en las partículas de carbón, que acogen en sus paredes internas agentes moleculares contenidos en fluidos que rodean las partículas. En esta forma, actúa como una malla molecular que posee una alta especificidad y logra separar especies muy definidas molecularmente. El volumen de los poros en carbones activados es, habitualmente, definido como mayor que 0,2 ml/g y el área superficial interna es, generalmente, entre 400 a 1.500 m²/g. Esta área es bastante grande, si se tiene en cuenta que la superficie específica de una esfera de carbón sin porosidad alguna es alrededor de 3,86·10⁻⁴ m²/g. Estudios de difracción de rayos X han demostrado que la estructura del carbón activado es similar a la del grafito. El grafito ideal consta de átomos de carbono enlazados covalentemente en los planos hexagonales de su estructura y enlazados entre planos por débiles fuerzas de Van der Waals [26].

2.2.3.1. Propiedades del Carbón Activado [25].

- ✓ Capacidad de adsorción de oro.
- ✓ Velocidad de adsorción de oro.
- ✓ Resistencia a la atrición

2.2.3.2. Adsorción.

Kayser (1881), fue el primero en utilizar el término adsorción para describir como los carbonizados atrapaban los gases. Aproximadamente por estas fechas R. Von Ostrejko, considerado el inventor del carbón activo, desarrolla varios métodos para producir carbón activo tal y como se conoce en nuestros días, más allá de simples carbonizados de materiales orgánicos o del carbón vegetal [26].

En términos generales el proceso de adsorción consiste en la captación de sustancias solubles presentes en la interface de una solución, pudiendo constituirse dicha interface entre un líquido y un gas, un sólido o entre dos líquidos diferentes. [25;Error! No se encuentra el origen de la referencia.]

Davidson (1974), propuso que el oro es adsorbido involucrando el mecanismo de par iónico del tipo $Mn^+[Au(CN)_2^-]_n$ en la superficie del carbón, donde Mn^+ representa un tipo de catión como Na^+ , K^+ , o Ca^{+2} . Este mecanismo propuesto ha sido ampliamente aceptado en estudios de adsorción de oro. Mc Dougall (1980), utilizando espectroscopía de Rayos X, mostraron que la adsorción de aurocianuro en presencia o ausencia de electrolitos y ácidos se realiza por mecanismos iguales. Aunque la identidad del aurocianuro adsorbido no se conoce, el mecanismo tendría una etapa inicial de adsorción, que involucra la adsorción de un par iónico, donde Mn^+ es un ión metálico que tiene una solubilidad más baja que el $Au(CN)_2^-$ en el medio de adsorción, seguida por una etapa de reducción, en la cual se forman especies del tipo $Au(CN)_x$ en la superficie del carbón. Mc Dougall y Hancock (1981) y, en forma más reciente, López-Ramón (2002), confirmaron el mecanismo anteriormente propuesto y concluyeron que el mecanismo más probable de carga del oro bajo condiciones típicas de operación CIP involucra la adsorción de aurocianuro sin cambio químico [26].

2.2.3.2.1. **Diferencia entre adsorción y absorción** [25].

Cuando una sustancia se adhiere a una superficie se habla de **adsorción**, en este caso, la sustancia se adhiere a la superficie interna del carbón activo. Cuando la sustancia

es absorbida es un medio diferente entonces se conoce como **adsorción**. Cuando un gas es atraído dentro de una solución se habla de absorción.

2.2.3.2.2. Capacidad de adsorción de un carbón ^[25, 19].

La capacidad de adsorción de un determinado carbón se puede estimar a partir de los datos de la isoterma. Lippens y de Boer, Sing K.S.W., entre otros, demostraron que la relación entre el volumen absorbido (V_a) y el volumen de la capa unimolecular o monocapa del gas (V_m) si se representa frente a la presión relativa, proporciona una curva llamada isoterma estándar. Si se representan los datos de la isoterma, se obtiene una gráfica como la de la siguiente figura. A partir de esta gráfica la capacidad de adsorción del carbón se puede determinar prolongando la isoterma hasta la intersección con la línea vertical trazada por el punto correspondiente a la concentración inicial C_0 . El valor de $(x/m) C_0$ correspondiente a ese punto se puede entonces leer en el eje de ordenada en el gráfico.

Este valor de $C_0 (x/m)$ representa la cantidad de materia adsorbida por unidad de peso de carbón activado una vez alcanzado el punto de equilibrio con la concentración inicial de constituyente. Esta condición se debe cumplir en la parte superior de un lecho de carbón correspondiente a un tratamiento en columna de contacto, por lo que representa la capacidad de adsorción última del carbón para un constituyente determinado.

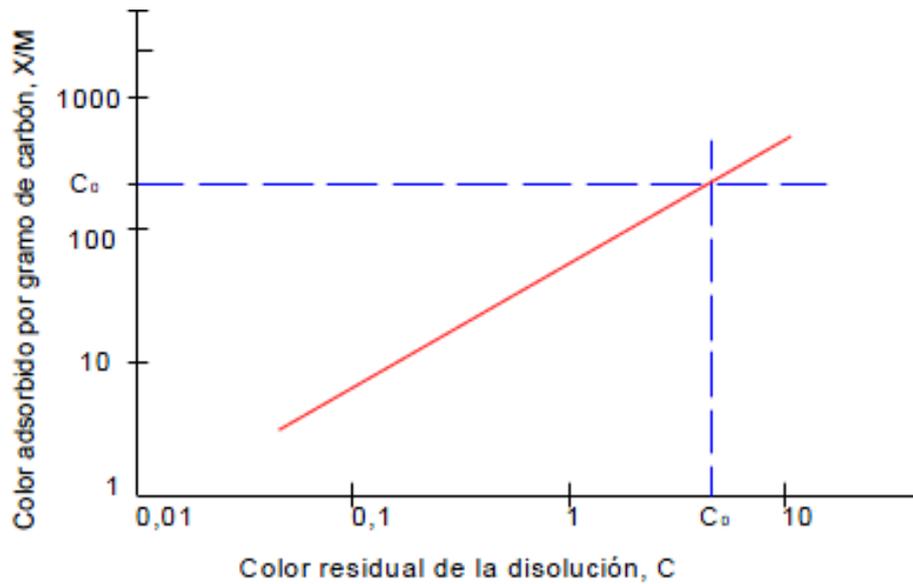


Fig. N° 1: Isoterma típica de disolución.

2.2.3.2.3. Factores que afectando la adsorción ^[12, 20].

a. Factores Físicos.

Tabla N° 2: Factores físicos que afectan la adsorción

Variable	Efecto
Tipo de carbón activado	Varios
Tamaño de las partículas de carbón	Un tamaño mayor disminuye la velocidad de adsorción, por lo menos durante la primera etapa.
Agitación	Una agitación más fuerte aumenta la velocidad de adsorción, porque la mayoría de los sistemas industriales son operados solamente hasta el pseudo-equilibrio.
Densidad de pulpa	Disminuye la cinética

b. Químicos.

Tabla N° 3: Factores químicos que afectan la adsorción

Variable	Efecto
Temperatura	La adsorción de oro sobre carbón activado es exotérmica, un aumento en temperatura disminuye la capacidad de carga, lo que explica el fenómeno de desorción a temperatura más alta. Al contrario, favorece la cinética.
Concentración de oro	Aumenta la cinética y la capacidad de carga
Concentración de cianuro	Disminuye la cinética y la capacidad de carga
pH solución	En el rango 9 – 11, tiene poco efecto
Fuerza iónica	Aumenta la cinética y la capacidad de carga
Concentración de otros metales	Si hay otros metales que compiten por los sitios activos, eso disminuye la cinética y la capacidad de carga para el oro
Deterioro del carbón	El deterioro, o envenenamiento, del carbón por adsorción, precipitación o bloqueo físico de otra especie en solución, pueden tener un efecto muy grave sobre la eficiencia de adsorción

2.2.3.2.4. Procesos de Adsorción ^[24, 29, 32].

La técnica del uso del carbón activado percibe 3 técnicas de aplicación y describe a continuación:

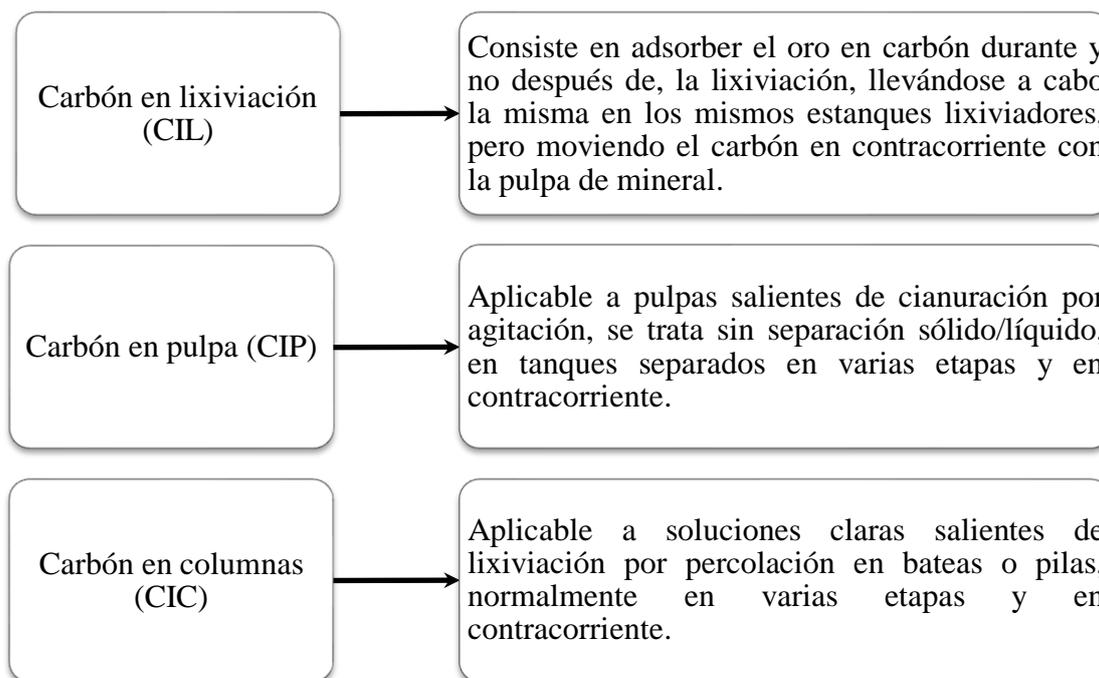


Fig. Nº 2: Tipo de proceso con carbón activado

Para el presente estudio se aplicará el carbón en pulpa para ello se describe a continuación.

2.2.3.3. Carbón en pulpa (CIP).

En 1949 se uso carbón activado en pulpa en Honduras y en 1950 Mc Quiston instaló una planta similar en Nevada, pero no había desorción por lo que quemaban el carbón para luego ser fundido y recuperar el oro ^[33].

Adams y Fleming (1989), encontraron que bajo condiciones alcalinas típicas de un proceso CIP, el oro es extraído como un par iónico. A bajos valores de pH (<3), el oro es cargado en el carbón, predominantemente, como ácido aurocianuro, $\text{HAu}(\text{CN})_2$, mientras

que a pH intermedios, el par iónico y el ácido son cargados simultáneamente. Adams, M.D. (1990) plantea que el desacuerdo entre diferentes investigadores con respecto al mecanismo exacto involucrado en la adsorción de aurocianuro en carbón activado es debido a diferencias en las condiciones experimentales que ellos han utilizado ^[26].

2.3.4. **Desorción del oro del carbón activado** ^[28, 32].

Uno de los métodos de desorción descubierto por J. B. Zadra (1950) que hizo posible la aplicación a escala comercial del proceso CIP. Antes de este desarrollo el carbón ha sido usado con éxito para adsorber oro, pero el único método para recuperar el oro a partir de éste fue por fundición del carbón. La técnica desarrollada por Zadra en la US. Bureau of Mines fue comercializada por primera vez por la Homestake Gold Mining en South Dakota en 1973. La tecnología CIP fue previamente probada en la Getchell Mine en Nevada (1950) y la Carlton Mill en Cripple Creek, Colorado (1954 - 1960).

Los fines y objetivos de la etapa de desorción (elución) son:

1. Recuperar la mayor cantidad de valores metálicos cargados a partir de la solución desorbida en un volumen tan pequeño como sea posible.
2. Producir una solución impregnada con el tenor más alto posible de metales preciosos.
3. Dejar la menor cantidad de oro y plata posible en el carbón después de la desorción.
4. Dejar el carbón listo para retornar al sistema de adsorción.
5. Operar con seguridad y en forma económica en un desarrollo industrial.

El tamaño y en algún grado el tipo de sistema de elución requerido para una planta depende de varios factores:

1. La cantidad total de oro y plata a ser desorbido, el cual es controlado por la capacidad de planta y el grado de mineral.
2. El oro y la plata cargado en el carbón a ser desorbido.
3. La velocidad a la cual el carbón avanza a través del circuito y
4. El tiempo que tomará para desorber el carbón a niveles apropiadamente bajos.

2.3.5. **Etapas de los procesos** ^[24, 34].

Las etapas operativas involucradas en este proceso pueden resumirse como sigue:

- a. Preparación de la solución.** La solución extractante es preparada en un tanque la cual contiene 0,1% NaCN y 1% NaOH.
- b. Circulación.** La solución es bombeada al interior de la columna a 140°C (85° a 95°C). El efluente o solución concentrada de la columna pasa a través de una celda de electrodeposición y luego retornada al tanque de solución extractante. Este proceso circulatorio continúa hasta que el oro remanente en el carbón se reduzca al nivel deseado.
- c. Duración.** El proceso incluye la desorción de un 99% del oro original cargado y electrodeposición pero no incluye el lavado ácido. Normalmente requiere un tiempo de 16 horas (20 a 60 h).

- d. Remojo con cianuro cáustico.** Se deja remojar el carbón en la columna con una solución de 3% NaCN y 3% NaOH a 110°C por un tiempo de 30 minutos. El oro adsorbido es convertido a una especie fácilmente soluble durante esta etapa.
- e. Desorción.** La desorción es lograda mediante el bombeo de 7 volúmenes de lecho (BV) de agua a través de la columna a 80°C. Durante esta etapa la solución concentrada pasa a un tanque de almacenamiento.
- f. Enfriamiento.** El último volumen de lecho de agua ingresa a la columna a temperatura ambiente reduciendo así la temperatura interna a bajo del punto de ebullición y prepara el carbón para ser transferido.
- g. Electrodeposición.** La solución concentrada de la desorción completa es colectada y almacenada en un tanque de donde es bombeada a la planta de electrodeposición. Después de la electrodeposición la solución pobre es descargada y recirculada nuevamente a la sección de desorción con el fin de aprovechar el cianuro residual y el oro.
- h. Duración.** El proceso completo incluyendo el lavado ácido, desorción del 99% del oro y la electrodeposición es normalmente llevado a cabo en periodos de 8 horas.

2.3.6. Variables de Desorción ^[24, 26,32].

a. Temperatura

- ✓ Es la variable más importante que gobierna los procesos de desorción
- ✓ Si la temperatura se incrementa, el carbón tiene una mayor tendencia a devolver los iones aurocianuro.

b. Solventes orgánicos

- ✓ El equilibrio de distribución del oro entre el carbón activado y la solución cianurada, es mucho más favorable hacia la solución (desorción de oro) con la presencia de solventes orgánicos.

2.3.7. Procesos de desorción ^[29, 32].

Durante los últimos años, se ha visto la aparición de cuatro técnicas de elución como se describen a continuación:

- ✓ Procedimiento Zadra
- ✓ Procedimiento Zadra presurizado
- ✓ Procedimiento Heinen (alcohol)
- ✓ Procedimiento A.A R.L.

2.3.8. Proceso de reextracción con alcohol ^[4].

Este proceso fue desarrollado por Heinen en la U.S. Bureau of Mines y es básicamente una extensión del proceso atmosférico Zadra. El carbón cargado es desorbido usando una solución conteniendo 0.1 % de NaCN, 1 % de NaOH y 20 % de alcohol en volumen a una temperatura de 80 °C. El proceso es operado a presión atmosférica y la adición de alcohol a la solución de desorción reduce significativamente el ciclo de elución a 5 -6 horas. La ventaja de alcohol en la reextracción es reducir el tamaño de la sección de reextracción.

Las principales desventajas de este proceso incluyen el alto riesgo de incendio asociado con el alcohol y mayores costos de operación debido a las pérdidas de alcohol por volatización. Un número de dispositivos de seguridad para minimizar los riesgos de incendio ha sido incorporado en el diseño de un circuito y la instalación de un sistema de recuperación efectiva de vapor es esencial para mantener un balance económico. Se afirma que el carbón no requiere regeneración tan frecuente con esta técnica.

2.3.9. **Ventajas y Desventajas** [1, 10]

Ventajas.

- Tiempos cortos de reextracción y alto grado de solución de elución cargada.
- Baja temperatura de operación, por consiguiente, requerimiento bajo de calor.
- Bajo costo de capital uso de acero templado.

Desventajas:

- Riesgo de incendio.
- Costos de operación altos si el alcohol no es cuidadosamente recuperado.
- El carbón debe ser regenerado a vapor o térmicamente para restaurar su actividad.
- Es requerido desarrollo adicional al proceso.

2.3.10. Reactivos Empleados ^[17, 21, 28].

- a. **Cianuro.-** Es uno de los solvente más comúnmente utilizado en la extracción de oro y plata. El cianuro se prepara con agua en un pH neutro cuya concentración es 10% en peso. La concentración mínima en la solución lixivante está entre 0,05 - 0,10% de NaCN como máximo.

- b. **Cal.-** La cal se agrega directamente con el mineral, la función es mantener una alcalinidad de 10 a 11, su consumo variará de acuerdo con cada mineral y está entre 0,5 a 5 kg/TM. La ley de CaO libre debe estar entre 60 y 70% para evitar transporte de carga inútil.

- c. **Zinc.-** El polvo de zinc se agrega en una proporción que varía de 0,6 a 1,5 partes por parte de oro y plata; para obtener estos consumos debe utilizarse un zinc de la más alta calidad.

- d. **Carbón Activado.-** Es utilizado para adsorber oro y plata de las soluciones ricas, se recomienda generalmente cuando el mineral tiene solo o mayores proporciones de oro con respecto a la plata, el carbón usado en estos casos está entre mallas - 6+16, -8 + 18 y - 10 +20, a veces acompañado de una precipitación opcional de plata con NaS cuando la relación plata/oro en la solución es muy alta.

Las propiedades adsorbentes del carbón son muy conocidas desde el siglo pasado, pero no se usó a falta de una técnica para disolver el oro y la plata del carbón, el cual se calcinaba y fundía, perdiéndose todo el carbón. Recién se puede usar el

carbón con los avances que hizo Zadra por los años 1950 y ahora se usa ampliamente en nuestro medio.

2.3.11. Electrodeposición de oro [4, 6, 21, 28, 32].

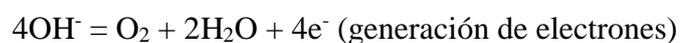
El oro es uno de los metales nobles que puede ser reducido fácilmente a partir de una solución, por procedimientos químicos y electroquímicos.

La popularidad del electro extracción deviene de dos de sus principales ventajas en comparación a la deposición química:

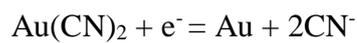
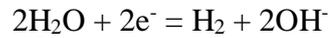
- Para reducir el oro se utiliza un flujo de electrones suministrado por la corriente eléctrica. No habiendo la necesidad de adicionar sustancia química alguna. La solución empobrecida es reciclada a la etapa de elución o detoxificación.
- Provee una mayor selectividad y por lo tanto un depósito de mayor grado obviando procedimientos engorrosos de fundición y refinado.

La reacción que tiene lugar durante la electrolisis de oro en soluciones de cianuro son producción de oxígeno en el ánodo, reducción de hidrogeno en el cátodo y la reducción de oro (I) cianurado a oro metálico en el acodo.

Ánodo:



Cátodo:



Los factores que favorecen la deposición del oro sobre la producción de oxígeno en el cátodo son:

- Incremento de la concentración de oro en la solución.
- Decrecimiento en la densidad de corriente, la cual puede ser llevada a cabo tanto por decrecimiento de la corriente o por el incremento de la superficie de área del cátodo.
- Incremento de la temperatura.
- Incremento de la conductividad.

Se distinguen como variables del proceso:

- Velocidad de flujo de la solución.
- Razón de la masa de oro a la lana de acero,
- Temperatura,
- Voltaje de celda.

- Densidad de corriente.

2.3.11.1. Refinación con agua regia [6, 32].

El uso de agua regia está estrictamente limitado al bullión de muy alto grado, donde la plata no ascienda a más de 5 - 8% o cuando el bullión contenga suficiente cobre para exponerlo al ataque a pesar del exceso de plata. La objeción a la plata en cantidades grandes, es por la tendencia a formar capas de cloruro de plata sobre la superficie metálica inhibiendo la continuidad del proceso.

La disolución del oro se realiza con agua regia, preparado por la combinación de un volumen de ácido nítrico concentrado y cuatro volúmenes de ácido clorhídrico concentrado. Las reacciones de oxidación y reducción que se dan al formar el agua regia, son:

Reacción de oxidación:



Reacción de reducción:



Reacción global:



La reacción de disolución del oro se produce por la acción del agente oxidante formado, NOCl. Las reacciones de oxidación y reducción que tienen lugar nos permiten determinar la reacción global.

Oxidación:



Reducción:



Reacción global:



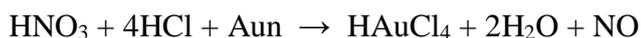
El óxido nítrico es un gas inestable incoloro que prontamente se combina con el oxígeno atmosférico, formando vapores de dióxido de nitrógeno, NO₂, de color pardo rojizo, también llamado peróxido de nitrógeno.



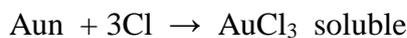
La reacción global es la siguiente:



O sea:

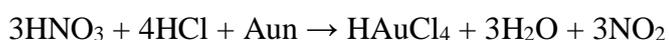


Otros productos de reacción que ocurren con los metales son:



Después que el metal ha sido disuelto, es necesaria la liberación de cualquier exceso de ácido nítrico, que se consigue hirviendo con un exceso de ácido clorhídrico, si no es eficientemente realizado, se experimentará ciertas molestias en la precipitación del oro.

El cemento de oro se trata con agua regia hasta su total disolución, ocurriendo está de acuerdo a la siguiente reacción química:

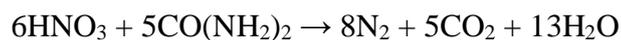


2.3.11.2. **Precipitación con bisulfito de sodio** [3, 12, 21].

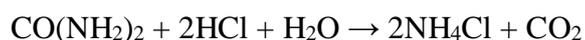
La técnica descrita aquí es uno de los métodos más satisfactorios para la precipitación de oro a partir de la disolución con agua regia. En este proceso se obvia la etapa engorrosa de eliminación del exceso de nítrico mediante vaporización sucesiva.

La destrucción del exceso de ácido nítrico se realiza por adición de urea de acuerdo

a la siguiente reacción:



También por disociación y sustitución se logra elevar el pH (pH alrededor de 4) de la solución, ello es expresado por las siguientes reacciones:

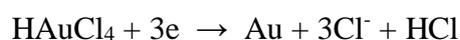


Finalmente la precipitación del oro se logra por la adición de bisulfito de sodio en una proporción superior a la resultante del cálculo estequiométrico.

Oxidación:



Reducción:



Reacción neta:



Requiriéndose 0,79 gr. de bisulfito de sodio para precipitar un gramo de oro.

2.3.12. Fundición ^[24, 33].

El proceso de fundición o fusión es obtener un material en presencia de fundentes formadores de escoria a temperaturas que excedan el punto de fusión de todos los componentes de la carga, típicamente entre 1200°C y 1 400°C.

Para convertir el precipitado de oro a un metal puro, éste es, primeramente, derretido con fundentes especiales para producir el metal doré que contiene aproximadamente 95% de mezcla de oro y plata. El producto metálico de los hornos de fundición es vaciado en un molde de barra doré.

2.4. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.

- **Adsorbado.** Son aquellas sustancias absorbidas por un carbón activo o por otro material adsorbente.
- **Adsorber.** Atraer y retener en la superficie de un cuerpo moléculas o iones de otro cuerpo.
- **Adsorción.** (de adsorber). f. Fís. Acción y efecto de adsorber.
- **Adsorción.** Adhesión de un finísimo estrato de moléculas, líquidas o gaseosas, a la superficie de sólidos (por ejemplo, carbón activo) con los que aquéllas entran en contacto.
- **Aglomeración.** Agrupar, cohesionar partículas minerales con adición o no de compuestos denominados aglomerantes (cal, cemento, arcilla, etc.).
- **Alta calidad.** Mineral rico. Se refiere a la minería selectiva del mejor mineral existente en un depósito.

- **Análisis.** Ensayo o prueba química a la que es sometida una muestra de minerales con la finalidad de determinar la cantidad de metal útil o precioso que contiene.
- **Ánodo.** Producto resultante de la fundición que entra a la refinación como polo positivo de una celda de electro deposición.
- **Atacar.** Hace actuar sobre un mineral ciertos reactivos químicos, con el objeto de obtener elementos en solución.
- **Carbón activado.** Carbón que ha sido "activado" a alta temperatura mediante calentamiento por vapor de agua y anhídrido carbónico o agentes deshidratantes, lo que da lugar a una estructura porosa interna enormemente desarrollada. El área superficial de un carbón activo es del orden de los 1000m²/g.
- **Carbón.** es un mineral de origen orgánico constituido básicamente por carbono. Su formación es el resultado de la condensación gradual de la materia de plantas parcialmente descompuestas a lo largo de millones de años.
- **Carga.** Adsorción con carbón activado del oro (y/o) plata de la solución rica cianurada.
- **Cátodo.** Parte de una celda electrolítica correspondiente al polo negativo de la misma, termino muy usado en refinación de metales.
- **Celda.** Depósito en el que se efectúa procesos metalúrgicos para recuperar metales.
- **Cianuro de sodio.** Producto químico altamente tóxico usado en la extracción de minerales de oro para disolver el oro y la plata.
- **Columna de carbón.** Una columna rellena con carbón activo granulada cuya función primaria es la adsorción preferente de tipos de moléculas específicos.

- **Concentradora.** Instalación donde se concentra o recupera minerales sulfurados, óxidos, etc. con valor económico.
- **Descarga.** También llamado elusión o desorción del oro (y/o plata) del carbón en una solución más concentrada.
- **Desorción (o desadsorción).** Es lo opuesto a la adsorción. Se trata de un fenómeno en el que las moléculas adsorbidas abandonan la superficie del material adsorbente.
- **Dosificación.** Acción por el cual graduar las dosis de un cantidad o porción de solución de reactivos otras cosas.
- **Empleo.** Gastar, consumir. Emplea bien la dosificación de los reactivos.
- **Humedad.** Porcentaje del peso de agua contenido en el carbón activo.
- **Ley.** Es el parámetro que expresa la calidad de un mineral, un concentrado, o cualquier producto que contenga especies metálicas. Normalmente la ley se expresa en porcentajes cuando se trata de metales básicos Onzas por tonelada corta (oz./TC) o onzas por tonelada métrica (oz./TM) o gr./TM cuando se trata de oro, plata u otro metal precioso.
- **Lixiviación.** Disolución de sustancias solubles de roca (especialmente la sal y el calcio). A veces origina en la superficie terrestre la formación de cavidades cerradas.
- **Mineral.** Sustancia inorgánica que se halla en la superficie o en las diversas capas de la corteza del globo, y principalmente aquella cuya explotación ofrece interés. Parte útil de una explotación minera.
- **Muestra.** Porción pequeña de roca o de depósito mineral, retirada de modo tal que el contenido de metal puede ser determinado por ensayo.

- **Optimización.** Es el proceso de modificación de un sistema para mejorar su eficiencia o también el uso de los recursos disponibles.
- **Oro en barra (dore bar).** El producto final vendible de una mina de oro. En general consiste en oro y plata.
- **Planta.** Instalación industrial. Figura que forman sobre el terreno los cimientos de un edificio o la sección horizontal de las paredes en cada uno de los diferentes pisos.
- **Proceso.** Conjunto de las fases sucesivas de un fenómeno natural o de una operación artificial.
- **Refinación electrolítica.** Proceso de refinación del metal por procesos electroquímicos en celdas de electro deposición.
- **Refinación.** Proceso para purificar los metales de los productos obtenidos en los procedimientos metalúrgicos anteriores. En los casos en que de un proceso metalúrgico se obtiene directamente metales purificados, la autoridad minera calificará en cada caso si el proceso es de refinación o de metalurgia.
- **Sulfuros.** Son compuestos que en su estructura tiene enlace de azufre y pertenecen todo los minerales sulfuros como pirita, calcopirita, blenda, galena, etc.
- **Tasa o índice de carga.** Es la capacidad máxima de adsorción de un carbón activo en las condiciones de trabajo y dentro de los límites de rendimiento previstos por el proyecto.
- **Tiempo de contacto.** Tiempo que necesita una corriente para atravesar una columna de carbón, suponiendo que toda la corriente fluya a idéntica velocidad. Es igual al volumen del lecho de carbón, en vacío, dividido por el volumen del efluente.

CAPITULO III

PARTE EXPERIMENTAL Y RESULTADOS Y ANÁLISIS

3.1. EQUIPOS Y MATERIALES.

Para realiza el trabajo de investigación sobre proceso de adhesión, desorción y electrodeposición de carbón activado para la recuperación de oro en la planta minera SOTRAMI S.A – 2016, se utilizaron los siguientes equipos y materiales:

Tabla N° 4: Equipos y Materiales

Equipos	Materiales	Reactivos
- Balanza marcy.	- Vasos.	- NH ₄ (OH)
- Balanza electrónica.	- Balde con tapa.	- HCl.
- Rotap.	- Copelas.	- HNO ₃ .
- Cocina eléctrica.	- Crisoles.	- NaCl.
- Balanza analítica.	- Probeta.	- NaCN.
- Estufa.	- Luna de reloj.	- KI.
- Mufla.	- Bolsas.	- AgNO ₃
- Amperímetro.	- Sobre A-4.	- Acetato de plomo
- Reloj.	- Marcado.	- Polvo de zinc.
	- Fuego de malla.	- Litargirio.
	- Matraz.	- Bórax
	- Muestreador de copa.	- Harina.
		- Plata Metálica.

3.2. CONDICIONES DE TRABAJO.

Para la evaluación de la investigación se tiene las siguientes condiciones de acuerdo a las variables en estudio.

Tabla N° 5: Condiciones de evaluación de procesos

Carbón	NaCN gr/Lt	Voltaje de la celda electrolítica Volt.
+6 m	0.10	2.00
+12 m	0.13	2.50
+ 16 m	0.20	3.00

3.3. Caracterización de las Variables.

Las mejores condiciones de trabajo que se encontraron fueron para la lixiviación se tiene una dosificación promedio de cianuro de sodio (98%) a razón de 0.18 gr/Lt, mientras que en el circuito de adsorción se usa carbón industrial carbón A, granular de cascara de coco, con área superficial 1050 – 1150 m²/g, densidad aparente de 0.48 g/cc y densidad 0.85 gr/cc; la granulometría de mejor adsorción es de -6 m a +14m.

Para la desorción la mejor recuperación se dio cuando el voltaje del rectificador de corriente es de 2.5 voltios.

Con estas condiciones se evaluaron a nivel industrial para ver las condiciones de operación desde la alimentación a la molienda, clasificación, lixiviación en los tanques de lixiviación tanto la extracción como la adsorción de oro en el carbón. Para luego hacer la desorción de oro para recuperar del carbón y su refinación fundición, teniendo como producto final el oro metálico.

3.4. DATOS RECOPIRADOS DEL PROCESO.

3.4.1. Datos en Circuito de Molienda y clasificación.

En el circuito de molienda se controla la densidad y la liberación del mineral como parámetro para una extracción del oro en el mineral.

Tabla N° 6: Datos operación del circuito de molienda y clasificación

Fecha	Densidad		Tonelaje	Malla	% H	Tonelaje	Horas
	gr/Lt	%S	TMHPD	% -200m		TMSD	
01-nov	1806	71.99	19.79	83.25	7.74	18.26	20
02-nov	1958	78.96	36.54	85.38	10.68	32.64	24
03-nov	2124	85.37	40.98	86.43	10.23	36.79	24
04-nov	2367	93.17	46.75	84.96	10.45	41.86	24
05-nov	2360	92.97	41.28	85.06	8.48	37.78	24
06-nov	2084	83.93	36.83	81.78	6.41	34.47	23
07-nov	1897	76.30	35.96	83.97	10.14	32.31	24
08-nov	1915	77.08	37.37	83.35	22.65	28.90	24
09-nov	1953	78.72	39.19	83.80	9.60	35.43	24
10-nov	2047	82.54	41.09	84.53	7.77	37.90	24
11-nov	1600	60.51	32.11	83.75	7.12	29.83	24
12-nov	1955	78.81	37.78	84.80	6.93	35.16	24
13-nov	1742	68.71	8.24	84.50	12.68	7.19	6
14-nov	2011	81.12	16.64	84.00	4.84	15.84	12
15-nov	1858	74.50	32.06	83.53	5.21	30.39	24
16-nov	2022	81.53	40.04	87.03	7.45	37.06	24
17-nov	2024	81.64	40.10	84.88	8.51	36.69	24
18-nov	2103	84.64	40.38	84.65	8.49	36.95	24
19-nov	1963	79.13	38.38	84.73	7.88	35.36	24
20-nov	1861	74.64	36.29	84.80	7.10	33.72	24
21-nov	1997	80.56	38.86	85.73	7.97	35.76	24
22-nov	1885	75.74	37.27	83.39	8.00	34.29	24
23-nov	2035	82.05	39.16	85.60	11.67	34.60	24
24-nov	2081	83.82	17.40	85.00	10.43	15.59	10
25-nov	2069	83.38	40.98	84.04	8.29	37.58	24
26-nov	2126	85.47	42.12	85.63	7.02	39.16	24
27-nov	2419	94.64	48.54	83.75	7.04	45.13	24

28-nov	2105	84.69	42.24	84.15	7.21	39.20	24
29-nov	2123	85.34	40.22	84.70	7.43	37.24	24
30-nov	1975	79.65	38.69	83.47	7.37	35.84	24
PROME.	1806	71.99	1083	84	263	989	671

El mineral que ingresa al circuito de molienda se controla tanto el mineral como las leyes que ingresan, por otra parte de igual manera las leyes en el rebose del sólido y del líquido para tener en cuenta la extracción que se está realizando en esta primera parte.

Tabla N° 7: Datos operación del circuito de molienda y clasificación

Fecha	Total	T.Acum.	Param. Operación			Leyes gr/TM y gr/m ³			
						Faja		Over	
						TMS	TMS	O/F	% S
01/11/2012	18.26	18.26	1.36	43.00	1.33	9.42	17.85	11.74	
02/11/2012	32.64	50.90	1.37	43.22	1.31	38.82	16.00	32.68	
03/11/2012	36.79	87.69	1.37	43.43	1.30	31.24	14.15	33.76	
04/11/2012	41.86	129.55	1.27	33.99	1.94	41.37	21.85	24.94	
05/11/2012	37.78	167.33	1.37	43.65	1.29	24.52	19.10	29.14	
06/11/2012	34.47	201.80	1.37	43.58	1.29	18.75	16.00	25.96	
07/11/2012	32.31	234.11	1.37	43.49	1.30	24.35	12.75	26.48	
08/11/2012	28.90	263.02	1.38	44.22	1.26	33.02	17.75	20.58	
09/11/2012	35.43	298.45	1.38	44.00	1.27	21.60	13.00	21.18	
10/11/2012	37.90	336.34	1.38	44.50	1.25	15.17	13.50	19.36	
11/11/2012	29.83	366.17	1.37	43.52	1.30	18.74	10.29	12.04	
12/11/2012	35.16	401.33	1.27	33.80	1.96	35.99	15.20	25.94	
13/11/2012	7.19	408.53	1.39	45.27	1.21	77.49	19.23	23.72	
14/11/2012	15.84	424.36	1.41	46.51	1.15	40.49	28.79	22.32	
15/11/2012	30.39	454.75	1.20	26.98	2.71	42.50	22.20	29.28	
16/11/2012	37.06	491.81	1.38	44.57	1.24	23.35	9.50	27.20	
17/11/2012	36.69	528.50	1.37	43.93	1.28	27.35	12.15	16.92	
18/11/2012	36.95	565.45	1.38	44.15	1.27	19.10	11.30	19.14	
19/11/2012	35.36	600.80	1.36	42.64	1.35	31.45	12.00	21.30	
20/11/2012	33.72	634.52	1.38	44.22	1.26	18.54	8.60	20.16	
21/11/2012	35.76	670.29	1.37	43.58	1.29	16.62	12.25	21.06	
22/11/2012	34.29	704.57	1.39	44.92	1.23	14.65	11.65	17.44	
23/11/2012	34.60	739.17	1.38	44.10	1.27	27.12	12.80	22.26	
24/11/2012	15.59	754.76	1.37	43.90	1.28	23.23	12.54	17.60	
25/11/2012	37.58	792.34	1.37	43.22	1.31	20.87	11.15	17.80	

26/11/2012	39.16	831.50	1.39	45.20	1.21	18.40	8.80	16.54
27/11/2012	45.13	876.63	1.38	44.57	1.24	16.30	9.15	16.04
28/11/2012	39.20	915.83	1.38	44.64	1.24	16.60	8.85	15.98
29/11/2012	37.24	953.06	1.37	43.85	1.28	15.88	4.70	17.70
30/11/2012	35.84	988.90	1.37	43.79	1.28	14.27	6.65	15.58

3.4.2. Datos de Circuito de Lixiviación.

Los controles de las operaciones promedio diarios del mes de noviembre del 2012 para evaluar las condiciones de operación.

Tabla N° 8: Datos operación del circuito de cianuración

Fecha	Total	Leyes gr/TM y gr/m ³				
		Faja	Over		Cola TK6	
	TMS	gr/TM	Sólido	Líquido	Sólido	Líquido
01/11/2012	18.26	9.42	17.85	11.74	0.65	0.61
02/11/2012	32.64	38.82	16.00	32.68	0.40	0.26
03/11/2012	36.79	31.24	14.15	33.76	0.85	0.22
04/11/2012	41.86	41.37	21.85	24.94	1.10	0.36
05/11/2012	37.78	24.52	19.10	29.14	1.35	0.28
06/11/2012	34.47	18.75	16.00	25.96	0.95	0.20
07/11/2012	32.31	24.35	12.75	26.48	1.25	0.38
08/11/2012	28.90	33.02	17.75	20.58	1.65	0.56
09/11/2012	35.43	21.60	13.00	21.18	1.10	0.28
10/11/2012	37.90	15.17	13.50	19.36	1.40	0.34
11/11/2012	29.83	18.74	10.29	12.04	1.10	0.42
12/11/2012	35.16	35.99	15.20	25.94	0.60	0.32
13/11/2012	7.19	77.49	19.23	23.72	0.70	0.43
14/11/2012	15.84	40.49	28.79	22.32	1.70	0.82
15/11/2012	30.39	42.50	22.20	29.28	1.10	0.32
16/11/2012	37.06	23.35	9.50	27.20	1.40	0.24
17/11/2012	36.69	27.35	12.15	16.92	1.40	0.28
18/11/2012	36.95	19.10	11.30	19.14	1.75	0.42
19/11/2012	35.36	31.45	12.00	21.30	1.55	0.24
20/11/2012	33.72	18.54	8.60	20.16	1.25	0.26
21/11/2012	35.76	16.62	12.25	21.06	0.90	0.22
22/11/2012	34.29	14.65	11.65	17.44	1.10	0.26
23/11/2012	34.60	27.12	12.80	22.26	0.80	0.20

24/11/2012	15.59	23.23	12.54	17.60	0.82	0.32
25/11/2012	37.58	20.87	11.15	17.80	1.40	0.36
26/11/2012	39.16	18.40	8.80	16.54	0.90	0.32
27/11/2012	45.13	16.30	9.15	16.04	0.90	0.20
28/11/2012	39.20	16.60	8.85	15.98	0.90	0.20
29/11/2012	37.24	15.88	4.70	17.70	0.89	0.22
30/11/2012	35.84	14.27	6.65	15.58	0.75	0.24

Fuente plata

3.4.3. Datos de Circuito de Adsorción.

Tabla N° 9: Adsorción de Oro en Carbón gr/Kg.

	1 al 13 – 11 - 2012				14 al 24 – 11 - 2012				25 al 30 – 11 - 2012		
	gr/Kg				gr/Kg				gr/Kg		
DIA	TK-2	TK-3	TK-7	DIA	TK-2	TK-3	TK-7	DIA	TK-2	TK-3	TK-7
0	1.294	0.238	0.000	0	1.132	0.241	0.000	0	1.058	0.641	0.000
1	1.508	0.288	0.176	14	1.945	0.659	0.194	25	1.524	0.854	0.341
2	1.679	0.320	0.177	15	1.867	0.666	0.287	26	1.814	0.894	0.348
3	1.893	0.405	0.182	16	2.449	0.579	0.302	27	2.241	0.974	0.347
4	2.297	0.492	0.190	17	2.795	0.673	0.328	28	2.414	1.106	0.348
5	2.563	0.547	0.195	18	2.993	0.767	0.316	29	2.758	1.171	0.354
6	2.953	0.577	0.199	19	3.549	0.76	0.327	30	2.909	1.673	0.373
7	3.014	0.592	0.202	20	3.616	0.824	0.32				
8	3.200	0.659	0.211	21	4.059	0.937	0.339				
9	3.462	0.755	0.212	22	4.429	1.014	0.347				
10	3.587	0.855	0.214	23	4.681	1.058	0.326				
11	4.123	1.076	0.226	24	4.659						
12	4.359	1.132	0.241								
13	4.595										

3.4.4. Datos de Circuito de Desorción.

Tabla N° 10: Desorción de oro y electrodeposición

	Tiempo	Solución Rica	Solución Pobre
Hora	hr	gr/m ³	gr/m ³
12:00 a.m.	0	577.460	473.24
03:10 a.m.	3	327.200	28.88
06:00 a.m.	6	336.200	291.90
08:00 a.m.	8	281.000	41.66
10:00 a.m.	10	274.100	98.28
12:00 p.m.	12	152.200	48.58
02:00 p.m.	14	113.580	27.76
04:00 p.m.	16	86.500	21.76
06:00 p.m.	18	40.420	9.80
10:00 p.m.	20	36.280	11.88
12:00 a.m.	22	9.460	2.56
02:00 a.m.	24	23.920	9.62
04:00 a.m.	26	15.660	6.00
06:00 a.m.	28	16.660	5.62
08:00 a.m.	30	12.800	6.74
10:00 a.m.	32	15.760	6.52
12:00 p.m.	34	17.820	6.50
02:00 a.m.	36	7.460	4.28
04:00 p.m.	38	13.720	3.70

Tabla N° 11: Carbón de proceso de adsorción.

FINO EN CARBONES					DESORCION				ORO DE	LEY	REMANEN	Au	PLATA	% DE	
FECHA	COSECHA	PESO CAR.	LEY CAR	TOTAL	PUREZA %	PESO BARRA	FINO	CUPERACI	PAD	COLA EN	TE COLA	SOLUCIO	PLATA	EXTRACC	
17-jul		1	1212	4.65	5635.80	99	5661.50	5604.89	99.00	0.00	0.0183	22.165	8.75	30.92	99.45
	PAD-C-1														
	PAD-C-2														
PARA PLATA															
		1	1212	0.57	690.84	99	680.92	674.11		0.01	16.75		643.18	93.10	
					690.84										
Total de proceso CIP Au		5635.800			5635.80	99	5661.50	5604.89	99.00	0.00	0.02	22.17	8.75	674.10	96.28
				0											
					DESBALANCE	0.00									

3.4.5. Datos Refinación de Oro.

Tabla N° 12: Refinación de oro

V= 300 Lt
Peso de Oro impuro = 5654.00gr

Tiempo	Ley Au
min	gr/m ³
0.00	0
20.00	1.800
40.00	2.800
60.00	4.150
80.00	61.700
100.00	208.050

3.5. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO.

3.5.1. Molienda Cianuración y Adsorción.

La cianuración comienza en el circuito de molienda, luego en el primer tanque, y el cuarto tanque y en los tanques segundo, tercero, quinto, sexto y séptimo se recupera el oro con carbón activado. En este proceso de carbón pulpa se evaluará la recuperación de oro en función de la liberación de mineral, tiempo porcentaje de sólidos.

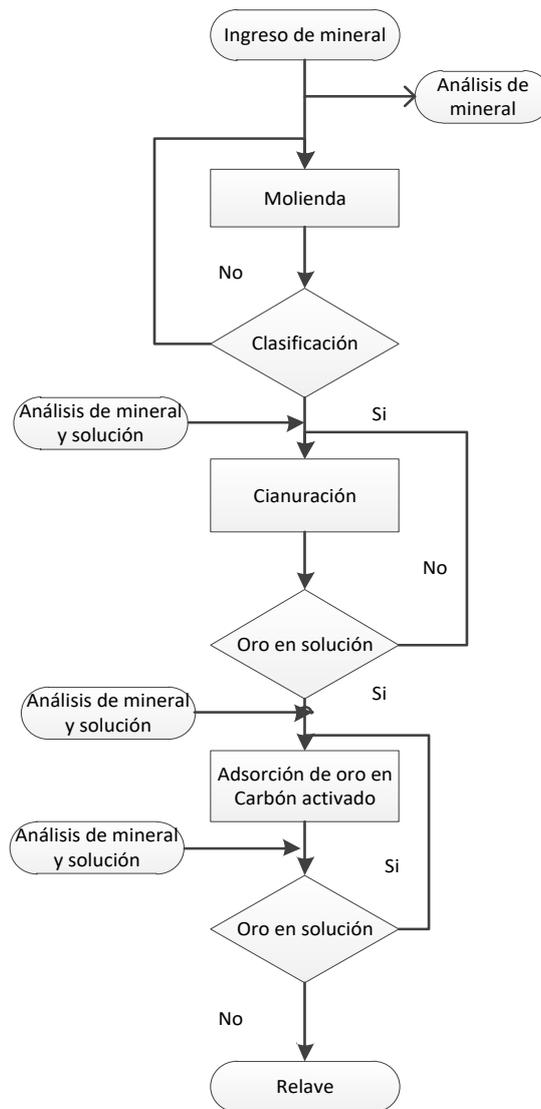


Fig N° 3: Circuito de Molienda lixiviación y adsorción.

3.5.2. Descripción de Desorción de Carbón.

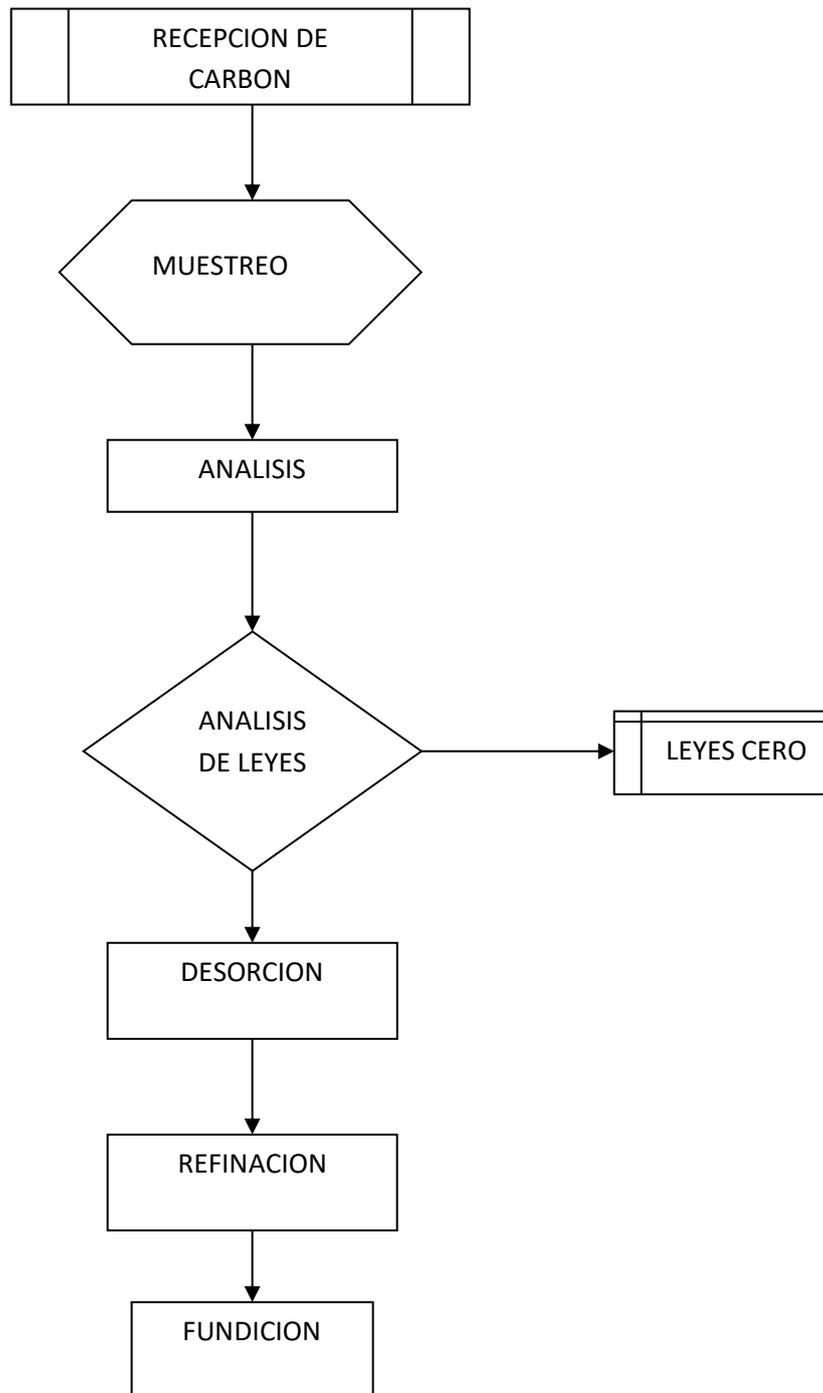


Fig. N° 4: Proceso de desorción de carbón

3.5.3. Refinación de Lodos Catódicos.

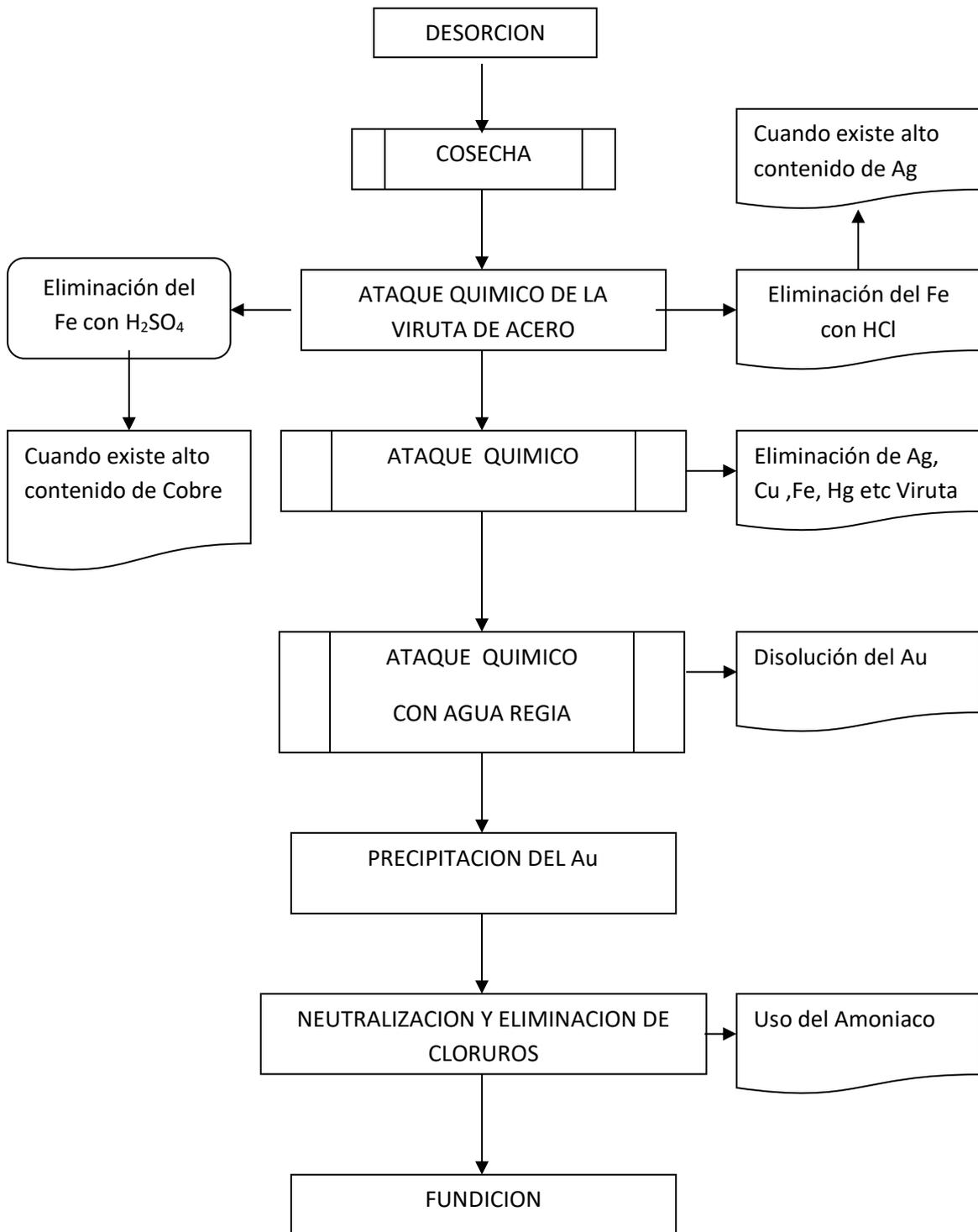


Fig. N° 5: Proceso de Refinación

3.5.4. Reactivación Química del Carbón Activado.

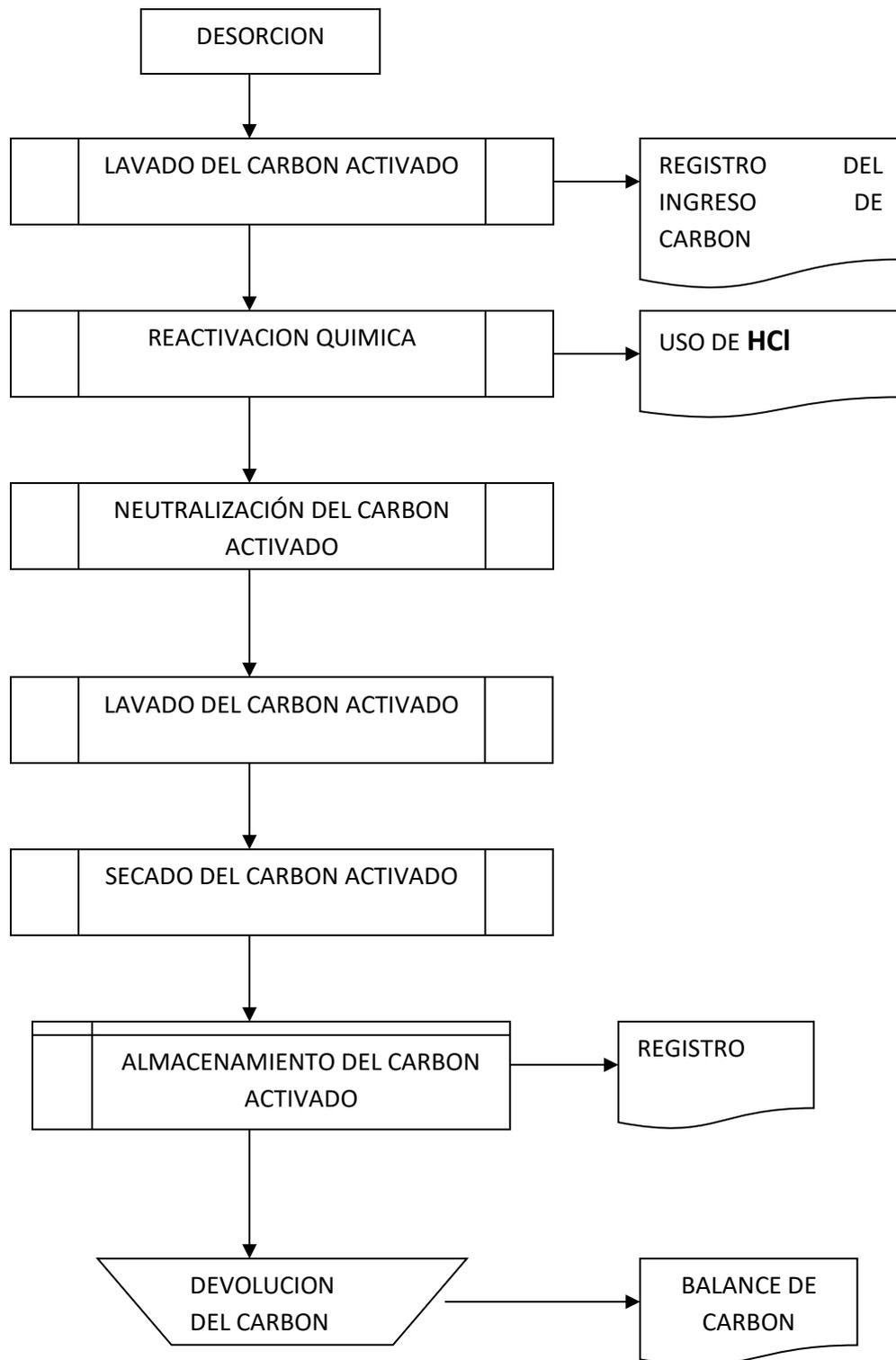


Fig. N° 6: Proceso de reactivación de carbón

3.5.5. Refinación Química de Plata.

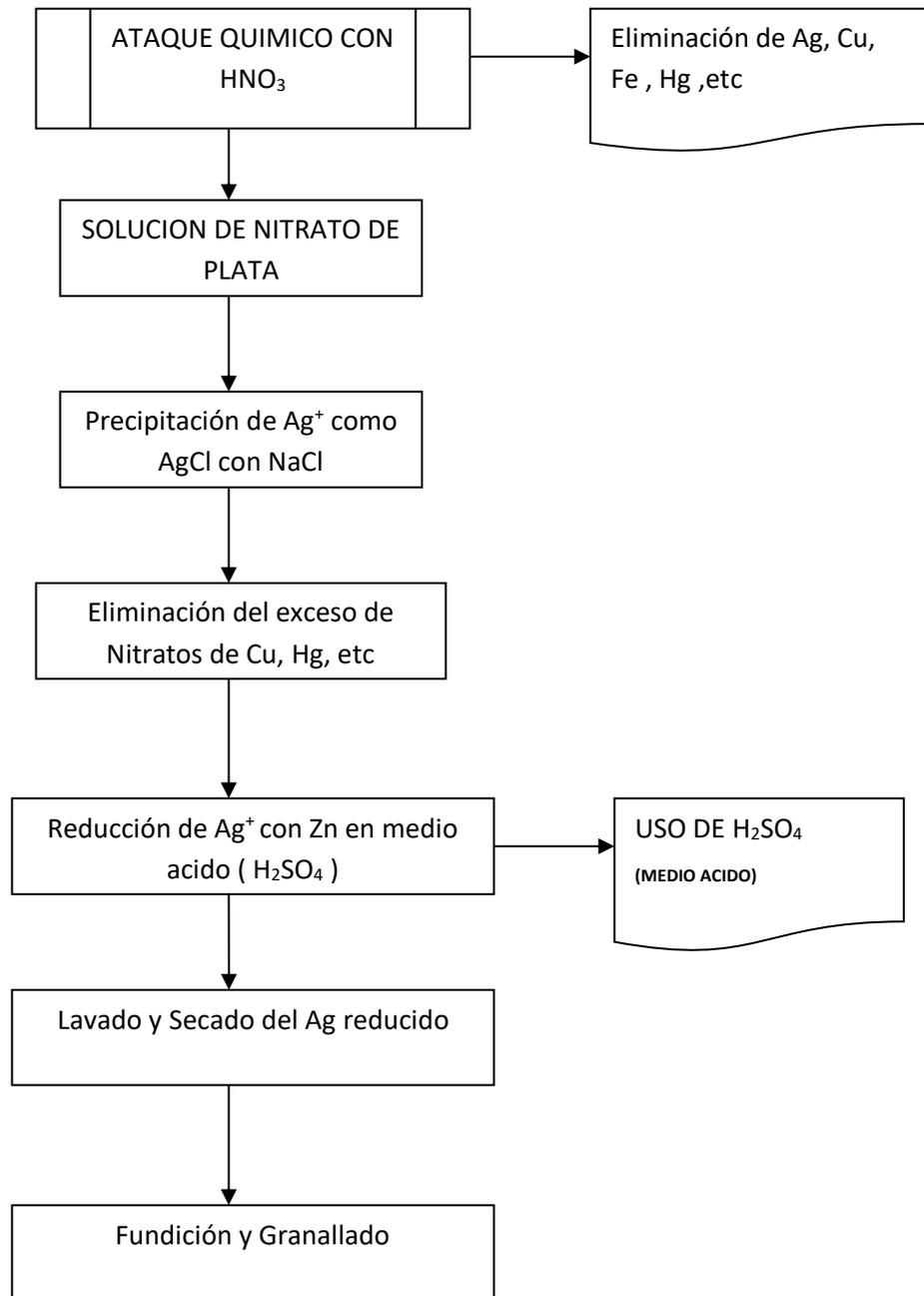


Fig. N° 7: Proceso de refinación de plata.

3.6. Resultados y Análisis.

3.6.1. Resultados de la liberación de mineral a malla -200.

Tabla N° 4-13: Parámetros de control circuito de molienda y clasificación

TMH	% H	TMS	horas	Días útiles	Molienda		Rebose		
					gr/cm ³	%S Mol	Malla-200	gr/cm ³	%S
1135	8.69	1036	671	27.96	2.015	80.72	84.49	1.363	42.94

3.6.2. Liberación de mineral a malla -200 en Función de Porcentaje de Sólidos.

a. Control de Porcentaje de Sólidos en la Molienda.

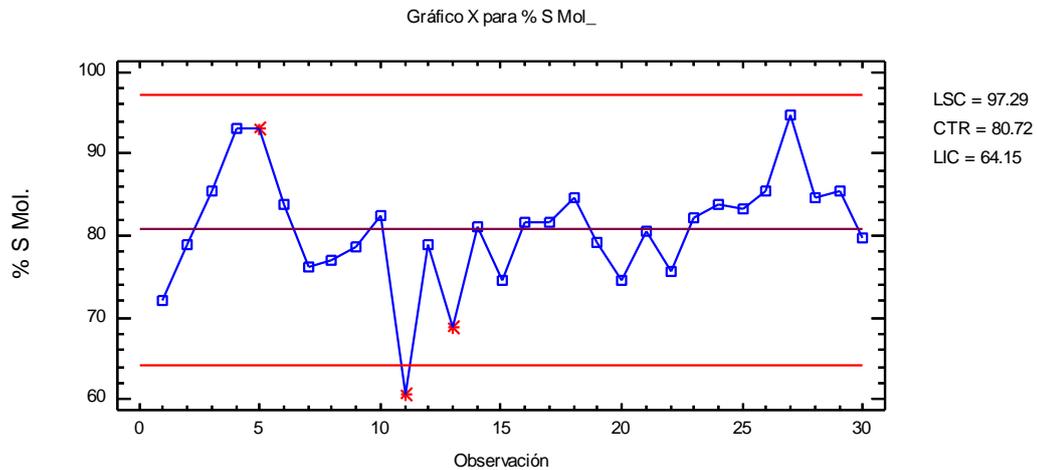


Fig. N° 8: Control de porcentaje de sólidos en molienda.

Período	=	#1-30
LSC: +3.0 sigma	=	97.2919
Línea Central	=	80.72
LIC: -3.0 sigma	=	64.1481
Sigma de proceso	=	5.52397

El gráfico de control se construyen bajo los datos provienen de una distribución normal con una media igual a 80.72 y una desviación estándar igual a 5.52397. Estos parámetros fueron estimados a partir de los datos. De los 30 puntos no excluidos mostrados en el gráfico, 1 se encuentra fuera de los límites de control en el gráfico. Puesto que la probabilidad de que aparezcan 1 ó más puntos fuera de límites, sólo por azar, es 0.000809661 si los datos provienen de la distribución supuesta, se puede declarar que el proceso está fuera de control con un nivel de confianza del 95%.

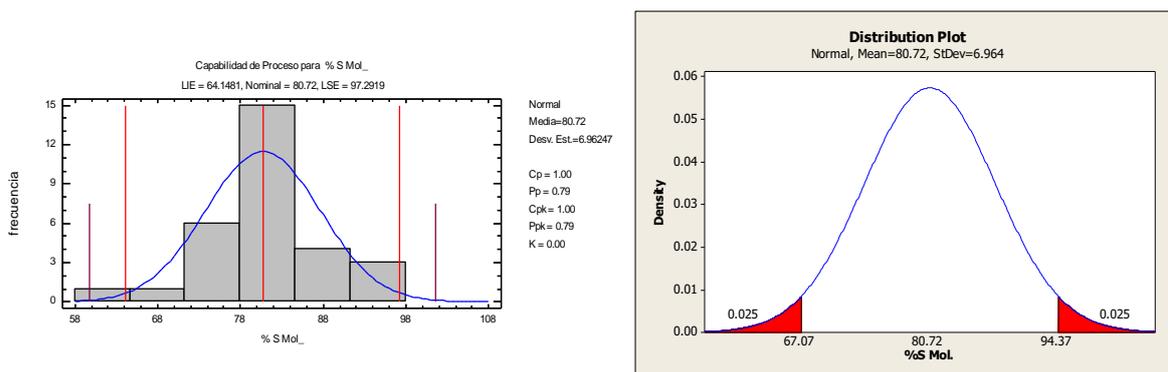


Fig. N° 9: Control 6 Six Sigma porcentaje de sólido para la liberación de mineral %-200m.

Tamaño de muestra = 30, media = 80.72 y desv. est. = 6.96247

6.0 Límites Sigma: +3.0 sigma = 101.607, media = 80.72, -3.0 sigma = 59.8326

Tabla N° 14: Análisis de la varianza 6 sigmas de porcentaje de sólido en molienda

	Observados		Estimados
Especificaciones	Fuera Especs.	Valor-Z	Fuera Especs.
LSE = 97.29	0.000000%	2.38	0.865858%
Nominal = 80.72		0.00	
LIE = 64.15	3.333333%	-2.38	0.865858%
Total	3.333333%		1.731717%

De los datos, que queda fuera de los límites de especificación. En este caso, se ha ajustado una distribución Normal a un conjunto de 30 observaciones en la variable porcentaje de solido en la Molienda 1.73172% de la distribución ajustada queda fuera de los límites de especificación. Si la distribución Normal es apropiada para los datos, esto estima el porcentaje de la población que queda fuera de la especificación.

b. Control de Liberación %-200m.

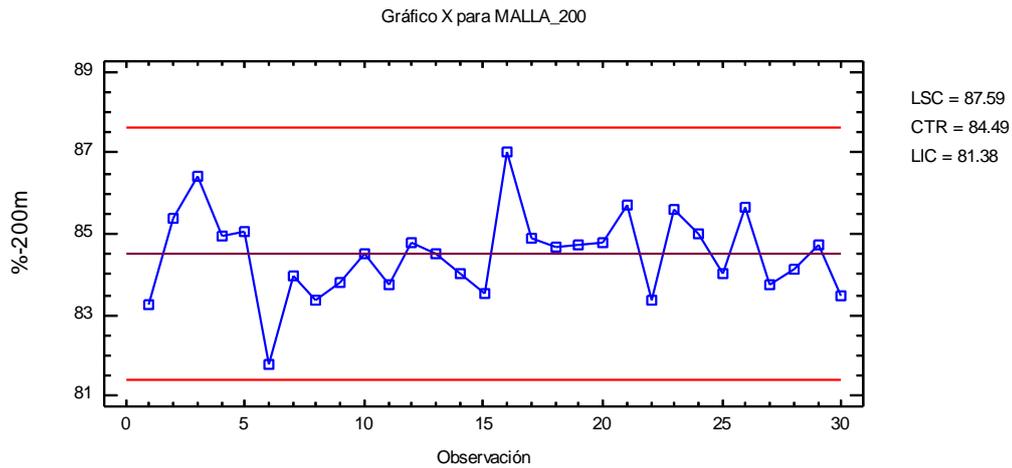


Fig. N° 10: Control de liberación malla -200.

Período = #1-30

LSC: +3.0 sigma = 87.5914

Línea Central = 84.488

LIC: -3.0 sigma = 81.3846

Sigma de proceso = 1.03448

Del gráfico de control para la liberación de los minerales se construyen bajo los datos provienen de una distribución normal con una media igual a 84.488 y una desviación estándar igual a 1.03448. Estos parámetros fueron estimados a partir de los datos. De los

30 puntos no excluidos mostrados en el gráfico, no se puede rechazar la hipótesis de que el proceso se encuentra en estado de control estadístico con un nivel de confianza del 95%.

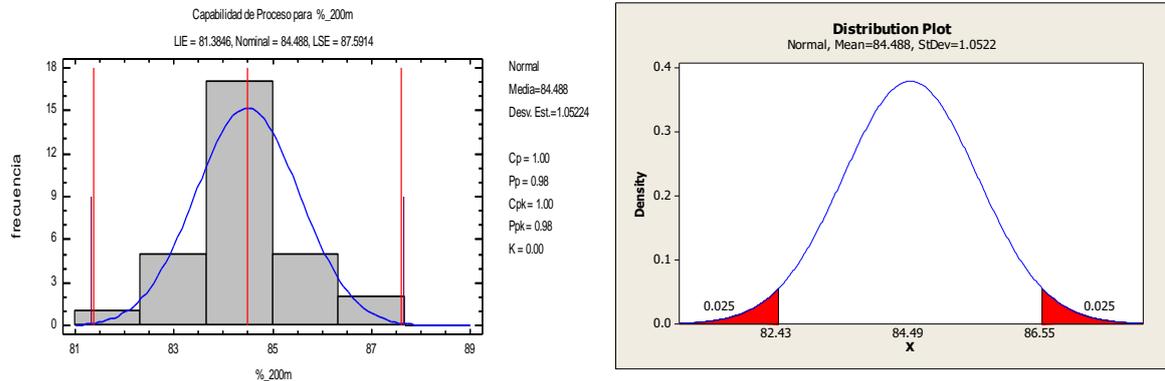


Fig. N° 11: Control 6 Six Sigma liberación de mineral %-200m.

Tamaño de muestra = 30, media = 84.488, desv. est. = 1.05224.

6.0 Límites Sigma: +3.0 sigma = 87.6447, Media = 84.488, -3.0 sigma = 81.3313.

Tabla N° 15: Análisis de la varianza 6 sigmas de porcentaje de liberación

	Observados		Estimados
Especificaciones	Fuera Especs.	Valor-Z	Fuera Especs.
LSE = 87.5914	0.000000%	2.95	0.159236%
Nominal = 84.488		0.00	
LIE = 81.3846	0.000000%	-2.95	0.159236%
Total	0.000000%		0.318471%

En este caso, se ha ajustado una distribución Normal a un conjunto de 30 observaciones en la variable %_200m. 0.318471% de la distribución ajustada queda fuera de los límites de especificación. Si la distribución Normal es apropiada para los datos, esto estima el porcentaje de la población que queda fuera de la especificación.

c. **Liberación de mineral %-200m en Función de % de Sólidos.**

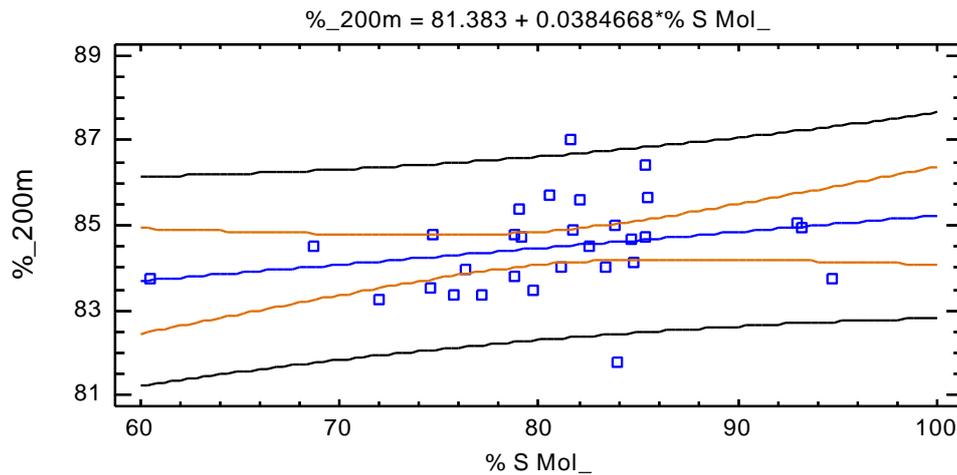


Fig. N° 12: Liberación de mineral a -200m.

Tabla N° 16: Coeficientes liberación en función de % de sólidos

	Mínimos Cuadrados	Estándar	Estadístico	
Parámetro	Estimado	Error	T	Valor-P
Intercepto	81.383	2.23751	36.3722	0.0000
Pendiente	0.0384668	0.0276202	1.39271	0.1747

Tabla N° 17: Análisis de Varianza liberación en función de % de sólidos

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
Modelo	2.08016	1	2.08016	1.94	0.1747
Residuo	30.0287	28	1.07245		
Total (Corr.)	32.1089	29			

Coeficiente de Correlación = 0.254528

R-cuadrada = 6.47846 porciento

R-cuadrado (ajustado para g.l.) = 3.13841 porciento

Error estándar del est. = 1.03559

Error absoluto medio = 0.743033

Estadístico Durbin-Watson = 1.96209 (P=0.4304)

Autocorrelación de residuos en retraso 1 = -0.0104857

La salida muestra los resultados de ajustar un modelo lineal para describir la relación entre %_{200m} y % S Mol₁. La ecuación del modelo ajustado es:

$$\%_{200m} = 81.383 + 0.0384668 * \% \text{ S Mol}_1$$

El estadístico R-Cuadrada indica que el modelo ajustado explica 6.47846% de la variabilidad en %_{200m}. El coeficiente de correlación es igual a 0.254528, indicando una relación relativamente débil entre las variables. El error estándar del estimado indica que la desviación estándar de los residuos es 1.03559. Este valor puede usarse para construir límites de predicción para nuevas observaciones, seleccionando la opción de Pronósticos del menú de texto.

3.6.3. Recuperación de oro en función a su Porcentaje de liberación de mineral a malla -200.

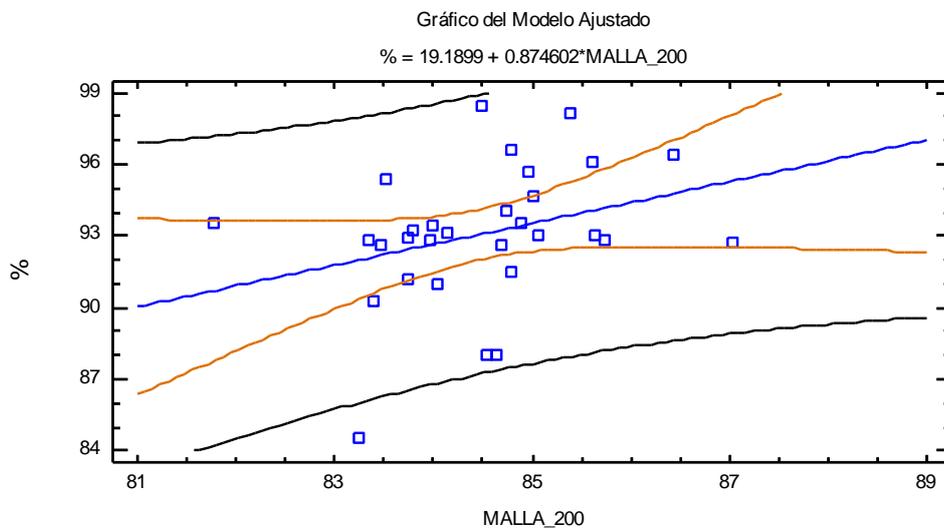


Fig. N° 13: Recuperación de oro en función a la liberación de mineral -200m

Tabla N° 18: Análisis de coeficientes recuperación de oro en función liberación

	Mínimos Cuadrados	Estándar	Estadístico	
Parámetro	Estimado	Error	T	Valor-P
Intercepto	19.1899	41.882	0.458191	0.6504
Pendiente	0.874602	0.495678	1.76446	0.0886

Tabla N° 19: Análisis de Varianza recuperación de oro

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
Modelo	24.561	1	24.561	3.11	0.0886
Residuo	220.893	28	7.88904		
Total (Corr.)	245.454	29			

Coefficiente de Correlación = 0.316328 Error estándar del est. = 2.80874

R-cuadrada = 10.0064 por ciento Error absoluto medio = 2.03166

R-cuadrado (ajustado para g.l.) = Estadístico Durbin-Watson = 1.86184

6.79229 por ciento (P=0.3506)

Autocorrelación de residuos en retraso 1 = -0.0582807

La salida muestra los resultados de ajustar un modelo lineal para describir la relación entre % y MALLA_200. La ecuación del modelo ajustado es:

$$\% \text{ Rec. Au} = 19.1899 + 0.874602 * \text{MALLA_200}.$$

El estadístico R-Cuadrada indica que el modelo ajustado explica 10.0064% de la variabilidad en %. El coeficiente de correlación es igual a 0.316328, indicando una relación relativamente débil entre las variables. El error estándar del estimado indica que la desviación estándar de los residuos es 2.80874.

3.6.4. Porcentaje de Extracción de Oro.

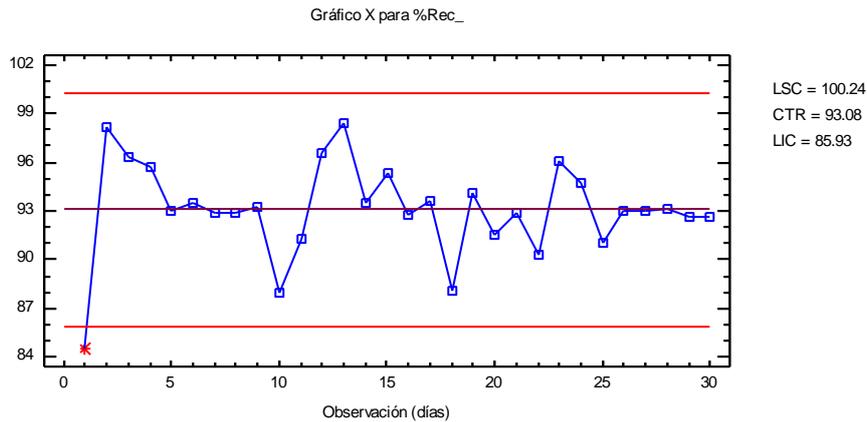


Fig. N° 14: Porcentaje de extracción de oro

Período	=	#1-30
LSC: +3.0 sigma	=	100.237
Línea Central	=	93.0833
LIC: -3.0 sigma	=	85.93
Sigma de proceso	=	2.38445

Las gráficos de control se construyen bajo el supuesto de que los datos provienen de una distribución normal con una media igual a 93.0833 y una desviación estándar igual a 2.38445. Estos parámetros fueron estimados a partir de los datos. De los 30 puntos no excluidos mostrados en el gráfico, se encuentra fuera de los límites de control. Puesto que la probabilidad de que aparezcan 1 ó más puntos fuera de límites, sólo por azar, es 0.000809661 si los datos provienen de la distribución supuesta, se puede declarar que el proceso está fuera de control con un nivel de confianza del 95%.

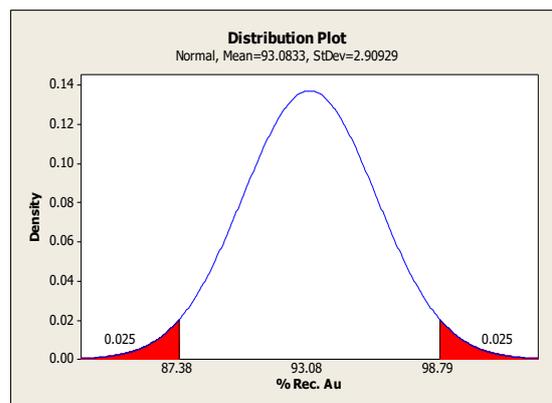
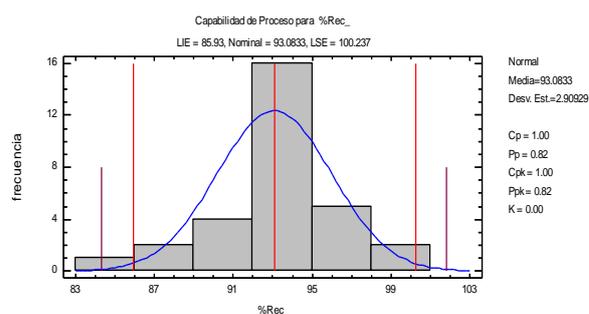


Fig. N° 15: Control 6 Six Sigma recuperación de oro.

Tamaño de muestra = 30, media = 93.0833, desv. est. = 2.90929

6.0 Límites: Sigma: +3.0 sigma = 101.811, media = 93.0833, sigma -3.0 = 84.3555.

Tabla N° 20: Análisis de Varianza 6 sigmas de recuperación de oro

	<i>Observados</i>		<i>Estimados</i>
<i>Especificaciones</i>	<i>Fuera Especs.</i>	<i>Valor-Z</i>	<i>Fuera Especs.</i>
LSE = 100.237	0.000000%	2.46	0.696799%
Nominal = 93.0833		0.00	
LIE = 85.93	3.333333%	-2.46	0.697021%
Total	3.333333%		1.393820%

El análisis de la población, de la cual provienen los datos, que queda fuera de los límites de especificación. En este caso, se ha ajustado una distribución Normal a un conjunto de 30 observaciones en la variable %Rec_. 1.39382% de la distribución ajustada queda fuera de los límites de especificación.

3.6.5. Adsorción de Oro en Carbón Activado.

En los tanques de 2, 3 y 7 se realizan en control de carbón para la adsorción en los cuales se tiene carbón en relación de 1212 Kg, 1100 Kg y 500kg respectivamente.

a) Tanque N° 2.

Tabla N° 21: Adsorción de oro en carbón TK-2

DIA	TK-2			Carbón= 1212 Kg		Aumento Au Carbón	
	gr/Kg	K	gr/Kg corr.	gr Au		gr/Kg	
				Muestra	Corregido	Observado	Calculado
0	1.294		1.294	1568.33	1568.33		
1	1.508	0.067	1.592	1827.70	1930.03	0.214	0.298
2	1.679	0.062	1.862	2034.95	2256.51	0.171	0.269
3	1.893	0.067	2.105	2294.32	2551.20	0.214	0.243
4	2.297	0.091	2.324	2783.96	2817.20	0.404	0.219
5	2.563	0.097	2.523	3106.36	3057.30	0.266	0.198
6	2.953	0.116	2.701	3579.04	3274.03	0.390	0.179
7	3.014	0.105	2.863	3652.97	3469.65	0.061	0.161
8	3.200	0.108	3.008	3878.40	3646.22	0.186	0.146
9	3.462	0.119	3.140	4195.94	3805.60	0.262	0.132
10	3.587	0.119	3.259	4347.44	3949.46	0.125	0.119
11	4.123	0.177	3.366	4997.08	4079.32	0.536	0.107
12	4.359	0.220	3.462	5283.11	4196.53	0.236	0.097
13	4.595		3.550	5569.14	4302.33	0.236	0.087
		0.102				0.254	0.174

$$X_{iAC} = 4.36 + (1.294 - 4.36)e^{-0.1024t}$$

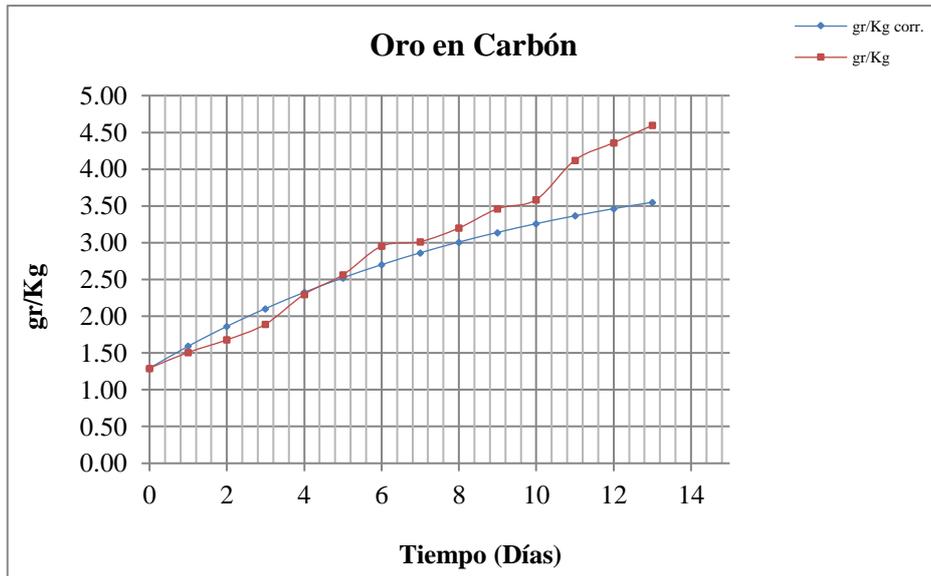


Fig N° 16: Adsorción de oro en carbón TK-2

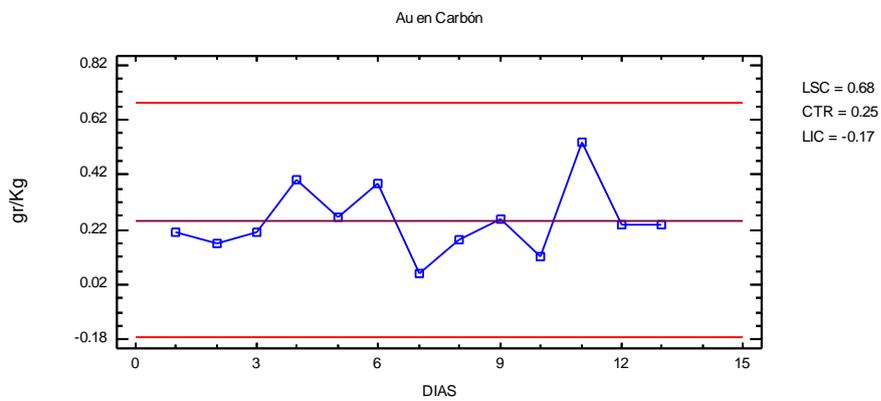


Fig N° 17: Observado Adsorción de oro en carbón TK-2

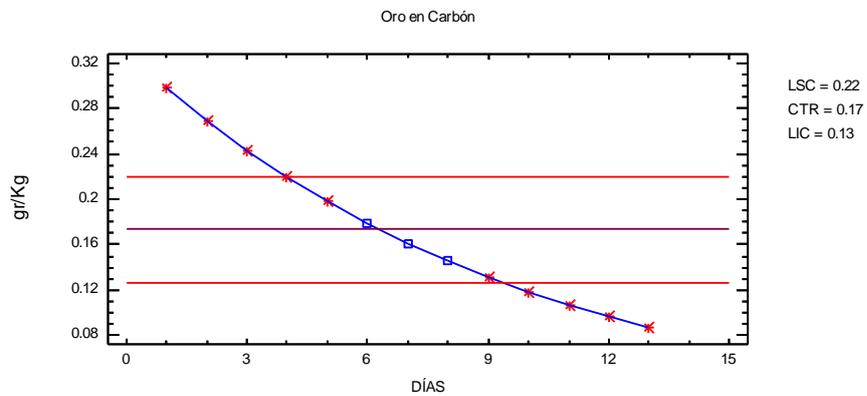


Fig N° 18: Calculado Adsorción de oro en carbón TK-2

b) Tanque N° 3.

Tabla N° 22: Adsorción de oro en carbón TK-3

TK-3		Carbón= 1100		Aumento Au Carbón			
DIA	gr/Kg	K	gr/Kg corr.	Muestra	Corregido	gr/Kg	
						Observado	Calculado
0	0.238		0.238	261.80	261.80		
1	0.288	0.0576	0.306	316.80	336.24	0.050	0.068
2	0.320	0.0481	0.368	352.00	405.04	0.032	0.063
3	0.405	0.0689	0.426	445.50	468.64	0.085	0.058
4	0.492	0.0836	0.479	541.20	527.42	0.087	0.053
5	0.547	0.0848	0.529	601.70	581.75	0.055	0.049
6	0.577	0.0795	0.575	634.70	631.97	0.030	0.046
7	0.592	0.0720	0.617	651.20	678.39	0.015	0.042
8	0.659	0.0796	0.656	724.90	721.29	0.067	0.039
9	0.755	0.0959	0.692	830.50	760.95	0.096	0.036
10	0.855	0.1172	0.725	940.50	797.60	0.100	0.033
11	1.176		0.756	1293.60	831.48	0.221	0.031
12	1.132		0.784	1245.20	862.80	0.056	0.028
		0.0787				0.050	0.068

$$X_{iAC} = 1.13 + (0.238 - 1.13)e^{-0.0787t}$$

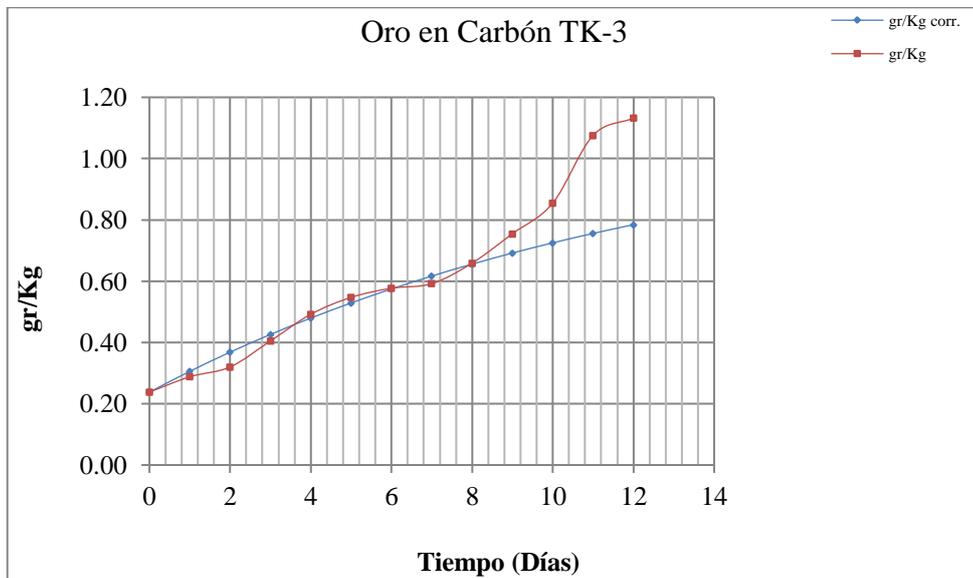


Fig N° 19: Adsorción de oro en carbón TK-3

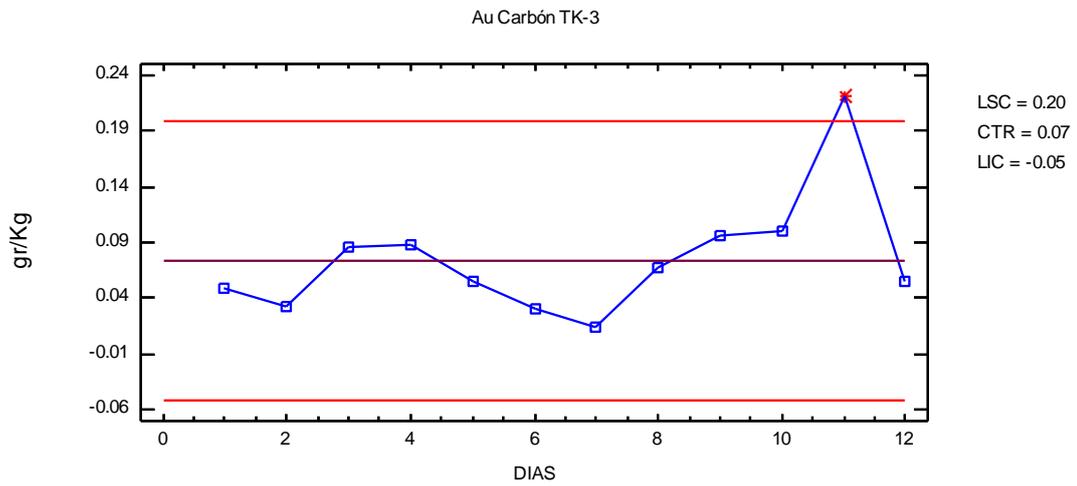


Fig N° 20: Observado Adsorción de oro en carbón TK-3

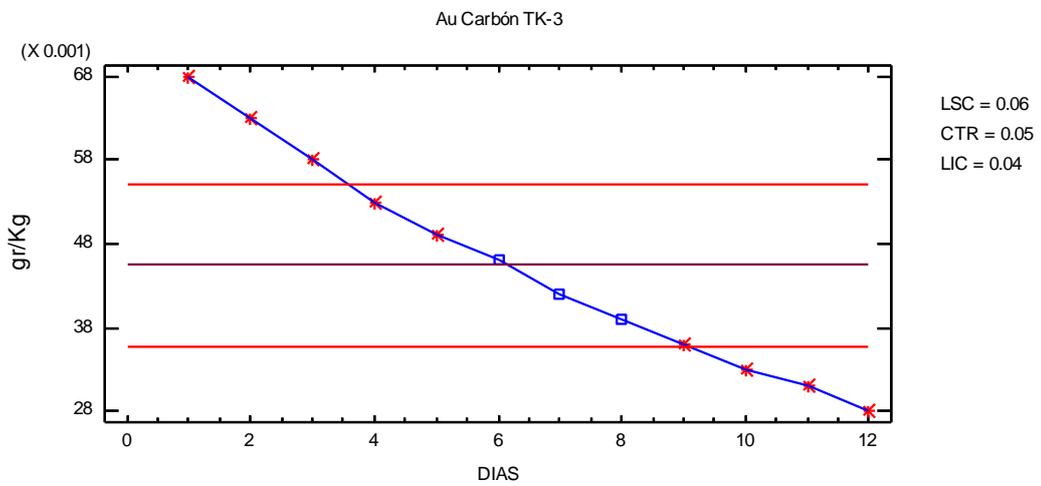


Fig N° 21: Calculado Adsorción de oro en carbón TK-3

c) **Tanque N° 7.**

Tabla N° 23: Adsorción de oro en carbón TK-7

DIA	Carbón= TK-7			500 Kg		Aumento de Au en Carbón	
	gr/Kg	K	gr/Kg corr.	Muestra	Corregido	Observado	Calculado
0	0		0.000	0.00	0.00		
1	0.176	1.310	0.084	88.00	41.76	0.176	0.084
2	0.177	0.663	0.138	88.50	69.05	0.001	0.055
3	0.182	0.469	0.174	91.00	86.88	0.005	0.036
4	0.190	0.388	0.197	95.00	98.53	0.008	0.023
5	0.195	0.331	0.212	97.50	106.14	0.005	0.015
6	0.199	0.291	0.222	99.50	111.12	0.004	0.010
7	0.202	0.260	0.229	101.00	114.37	0.003	0.007
8	0.211	0.260	0.233	105.50	116.49	0.009	0.004
9	0.212	0.235	0.236	106.00	117.88	0.001	0.003
10	0.214	0.219	0.238	107.00	118.79	0.002	0.002
11	0.226	0.252	0.239	113.00	119.38	0.012	0.001
12	0.241		0.240	120.50	119.77	0.015	0.001
		0.425				0.020	0.020

$$X_{iAC} = 0.24 + (0.00 - 0.24)e^{-0.425t}$$

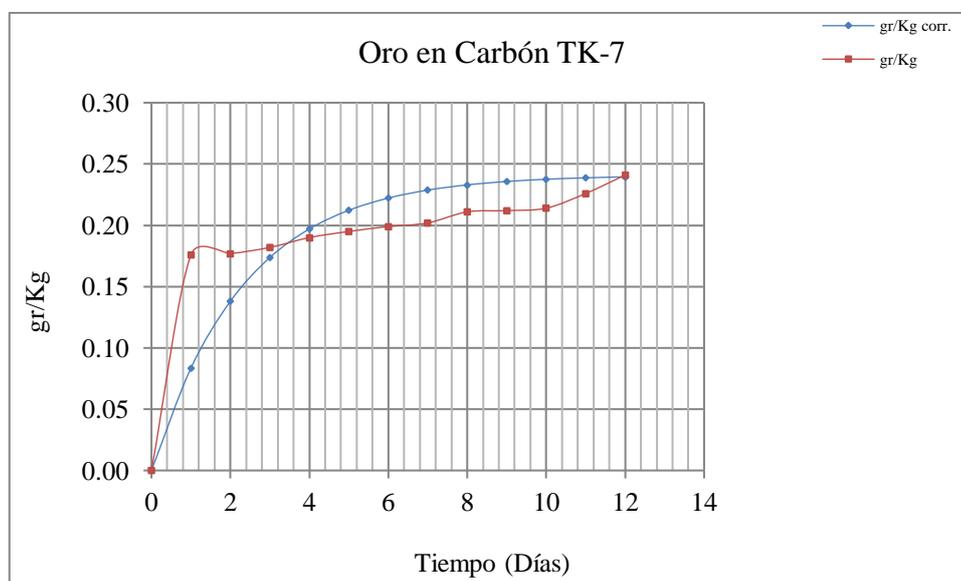


Fig N° 22: Adsorción de oro en carbón TK-7

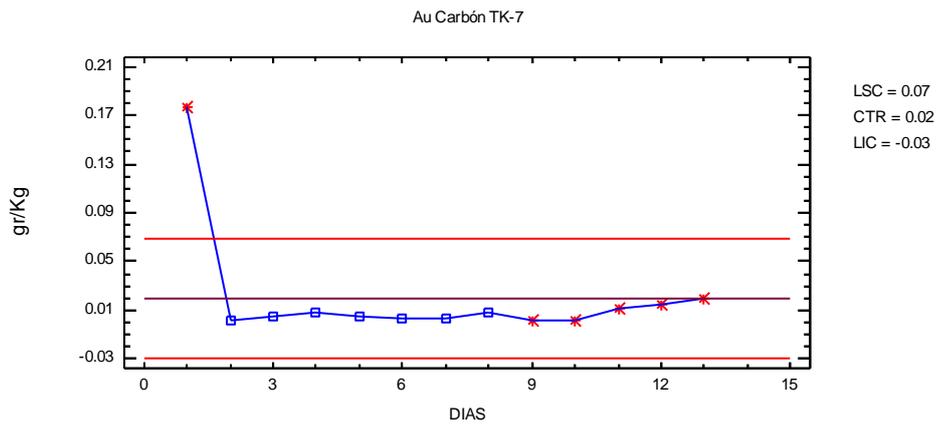


Fig N° 23: Observado Adsorción de oro en carbón TK-7

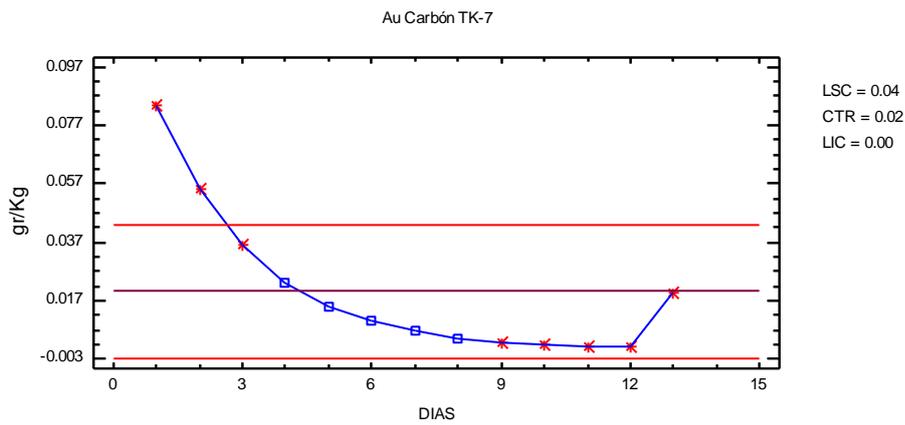


Fig N° 24: Calculado Adsorción de oro en carbón TK-7

3.6.6. Desorción y Extracción de Oro de Carbón Activado.

Las condiciones de operación en la desorción se tienen los siguientes:

V	2.5 m ³	Q=	32.30 Lt/min
V=	2500 Lt	t=	77.40 min
t=	2.000 min	Carbón=	1212 Kg
V=	3.876 m ³	Ley Au=	4.65 gr/Kg

Tabla N° 24: Desorción y electrodeposición de oro de carbón activado

Hora	Tiempo hr	VTK	Solución Rica		Solución Pobre		Extraído		gr Au		Carbón Au gr/Kg
			gr/m ³	gr	gr/m ³	gr	gr/m ³	gr	Carb. + Sol	carbón	
12:00 a.m.	0	0.000	577.460	1443.65	473.24	0.00	104.22	0.00	5635.80	5635.80	4.650
03:10 a.m.	3	5.814	327.200	1902.34	28.88	2751.42	298.32	605.94	5029.86	2278.45	1.880
06:00 a.m.	6	5.814	336.200	1954.67	291.90	167.91	44.30	1734.43	3295.43	3127.52	2.580
08:00 a.m.	8	3.876	281.000	1089.16	41.66	1131.40	239.34	171.71	3123.73	1992.32	1.644
10:00 a.m.	10	3.876	274.100	1062.41	98.28	161.47	175.82	927.68	2196.04	2034.57	1.679
12:00 p.m.	12	3.876	152.200	589.93	48.58	380.93	103.62	681.48	1514.57	1133.63	0.935
02:00 p.m.	14	3.876	113.580	440.24	27.76	188.30	85.82	401.63	1112.93	924.64	0.763
04:00 p.m.	16	3.876	86.500	335.27	21.76	107.60	64.74	332.64	780.30	672.70	0.555
06:00 p.m.	18	3.876	40.420	156.67	9.80	84.34	30.62	250.93	529.36	445.02	0.367
10:00 p.m.	20	3.876	36.280	140.62	11.88	37.98	24.40	118.68	410.68	372.70	0.308
12:00 a.m.	22	3.876	9.460	36.67	2.56	46.05	6.90	94.57	316.11	270.06	0.223
02:00 a.m.	24	3.876	23.920	92.71	9.62	9.92	14.30	26.74	289.36	279.44	0.231
04:00 a.m.	26	3.876	15.660	60.70	6.00	37.29	9.66	55.43	233.94	196.65	0.162
06:00 a.m.	28	3.876	16.660	64.57	5.62	23.26	11.04	37.44	196.49	173.24	0.143
08:00 a.m.	30	3.876	12.800	49.61	6.74	21.78	6.06	42.79	153.70	131.92	0.109
10:00 a.m.	32	3.876	15.760	61.09	6.52	26.12	9.24	23.49	130.21	104.09	0.086
12:00 p.m.	34	3.876	17.820	69.07	6.50	25.27	11.32	35.81	94.40	69.13	0.057
02:00 a.m.	36	3.876	7.460	28.91	4.28	25.19	3.18	43.88	50.52	25.33	0.021
04:00 p.m.	38	3.876	13.720	53.18	3.70	16.59	10.02	12.33	38.20	21.61	0.018
			2484.8987	9631.47	1352.64	5242.83		5597.60			

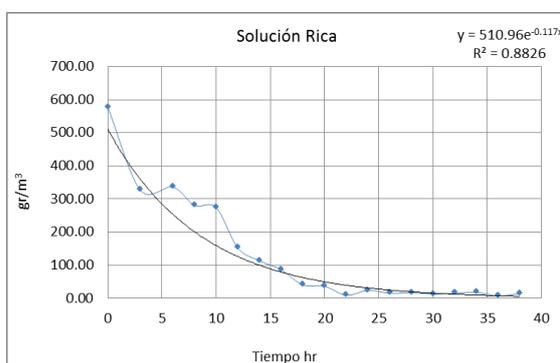


Fig. N° 25: Oro en Solución alimentación

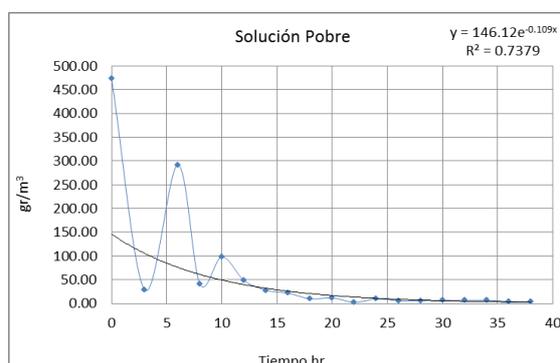


Fig. N° 26: Oro en Solución Retorno

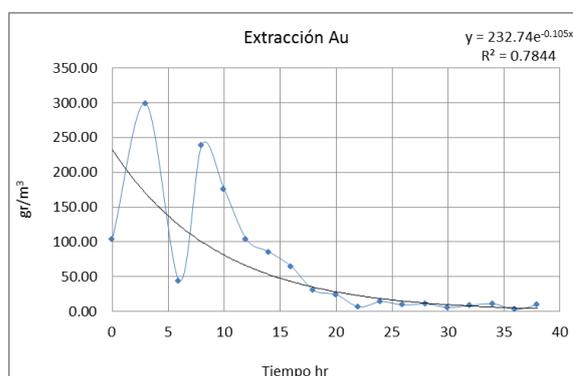


Fig. N° 27: Oro en depositado

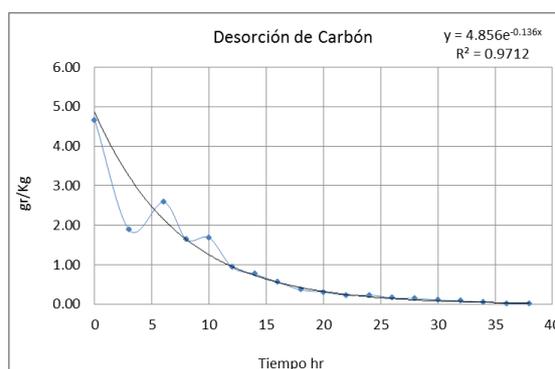


Fig. N° 28: Oro en carbón

3.6.6.1. Oro en la Solución Alimentada.

Tabla N° 25: Oro en solución alimentado

N°	Tiemp hr	m ³	Oro en Solución Rica			Datos Corregidos			
			gr/m ³	gr	% gr	K	gr/m ³	gr	% gr
1	0	2.50	577.46	1443.65	17.30		577.46	1443.65	18.77
2	2	3.876	327.20	1268.23	15.20	0.2934	412.89	1600.37	20.81
3	4	3.876	336.20	1303.11	15.61	0.1396	296.37	1148.72	14.94
4	6	3.876	281.00	1089.16	13.05	0.1244	213.86	828.91	10.78
5	8	3.876	274.10	1062.41	12.73	0.0966	155.43	602.46	7.83
6	10	3.876	152.20	589.93	7.07	0.1404	114.06	442.11	5.75
7	12	3.876	113.58	440.24	5.27	0.1442	84.77	328.57	4.27
8	14	3.876	86.50	335.27	4.02	0.1462	64.03	248.18	3.23
9	16	3.876	40.42	156.67	1.88	0.1906	49.34	191.26	2.49
10	18	3.876	36.28	140.62	1.68	0.1788	38.94	150.95	1.96
11	20	3.876	9.46	36.67	0.44		31.58	122.41	1.59
12	22	3.876	23.92	92.71	1.11	0.1824	26.37	102.20	1.33
13	24	3.876	15.66	60.69	0.73	0.2363	22.68	87.89	1.14
14	26	3.876	16.66	64.57	0.77	0.2022	20.06	77.76	1.01
15	28	3.876	12.80	49.61	0.59		18.21	70.58	0.92
16	30	3.876	15.76	61.08	0.73	0.1874	16.90	65.50	0.85
17	32	3.876	17.82	69.07	0.83	0.1539	15.97	61.90	0.80
18	34	3.876	7.46	28.91	0.35		15.31	59.36	0.77
19	36	3.876	13.72	53.18	0.64		14.85	57.55	0.75
		72.268	115.48	8345.80	100.00	0.1726	106.41	7690.32	100.00

$$X_{iR} = 13.72 + (577.46 - 13.72)e^{-0.1726t}$$

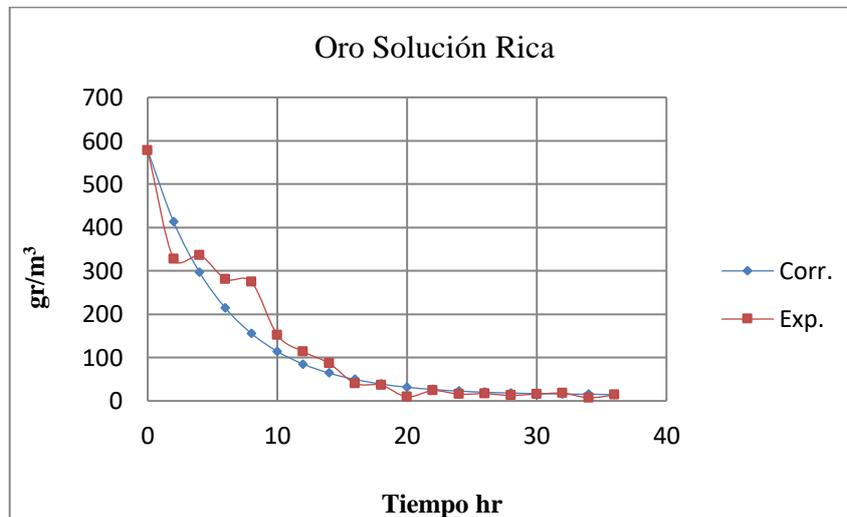


Fig. N° 29: Oro en solución alimentada a la electrodeposición

Tabla N° 26: Oro en solución que retorna

Tiempo hr	m ³ recirculado	Oro en Solución Pobre		Datos Corregidos			
		gr/m ³	gr	K	gr/m ³	gr	%gr
0	2.500	473.240	1183.1		473.24	1183.10	32.92
2	3.876	28.880	1834.28	1.4629	258.13	1000.53	27.84
4	3.876	291.900	111.94	0.1220	141.57	548.74	15.27
6	3.876	41.660	1131.40	0.4192	78.41	303.92	8.46
8	3.876	98.280	161.47	0.2003	44.18	171.26	4.77
10	3.876	48.580	380.93	0.2348	25.64	99.37	2.77
12	3.876	27.760	188.30	0.2476	15.59	60.42	1.68
14	3.876	21.760	107.60	0.2327	10.14	39.31	1.09
16	3.876	9.800	84.34	0.2715	7.19	27.87	0.78
18	3.876	11.880	37.98	0.2250	5.59	21.67	0.60
20	3.876	2.560	46.05		4.72	18.31	0.51
22	3.876	9.620	9.92	0.1988	4.26	16.49	0.46
24	3.876	6.000	37.29	0.2216	4.00	15.51	0.43
26	3.876	5.620	23.26	0.2115	3.86	14.97	0.42
28	3.876	6.740	21.78	0.1800	3.79	14.68	0.41
30	3.876	6.520	26.12	0.1705	3.75	14.53	0.40
32	3.876	6.500	25.27		3.73	14.44	0.40
34	3.876	4.280	25.19	0.1970	3.71	14.40	0.40
36	3.876	3.700	16.59		3.71	14.37	0.40
19	72.268	75.453	5452.82408	0.3064	49.73	3593.90	100.00

$$X_{ip} = 3.70 + (473.24 - 3.70)e^{-0.3064t}$$

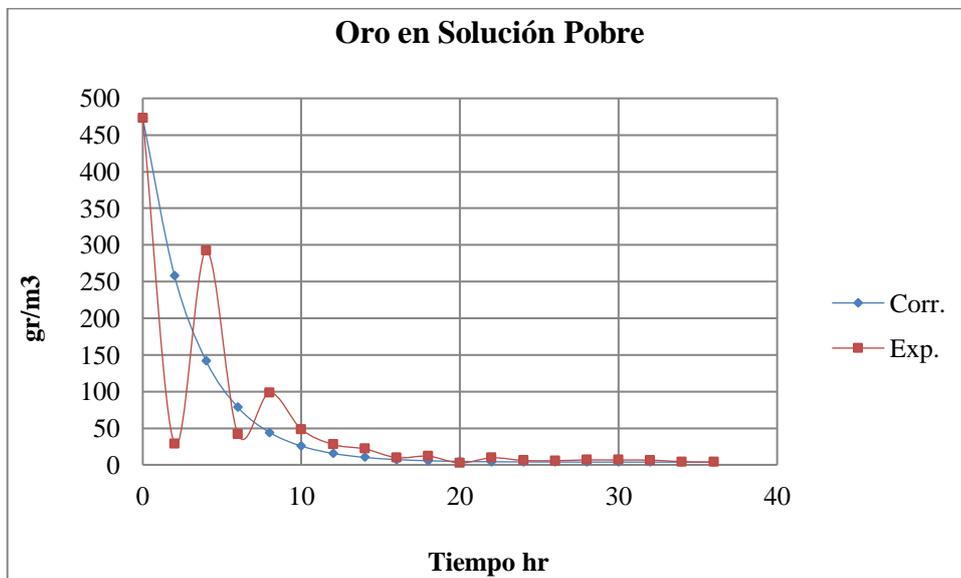


Fig. N° 30: Oro en solución retorno a columna de carbón activado

3.6.6.2. Extracción de Oro de la Solución.

Tabla N° 27: Oro depositado en la lana de acero

Tiempo hr	Tiempo hr	m ³ recirculado	Extracción de oro					K	Datos Corregidos				
			gr/m ³	gr	% gr	% Ext. Au	% Au Sol.		gr/m ³	gr	% gr	% Ext. Au	% Au Sol.
0	0	0.00	104.220	0.00	0.00	0.00	100.00		104.22	0.00	0.00	0.00	100.00
2	2	3.876	298.320	403.96	8.39	8.39	91.61		86.15	333.94	15.15	15.15	84.85
2	4	3.876	44.300	1156.29	24.00	32.39	67.61	0.2527	71.55	277.34	12.58	27.73	72.27
2	6	3.876	239.340	171.71	3.56	35.95	64.05		59.75	231.60	10.51	38.23	61.77
2	8	3.876	175.820	927.68	19.26	55.21	44.79		50.22	194.64	8.83	47.06	52.94
2	10	3.876	103.620	681.48	14.15	69.35	30.65	0.0006	42.51	164.76	7.47	54.54	45.46
2	12	3.876	85.820	401.63	8.34	77.69	22.31	0.0181	36.28	140.61	6.38	60.92	39.08
2	14	3.876	64.740	332.64	6.90	84.60	15.40	0.0388	31.24	121.09	5.49	66.41	33.59
2	16	3.876	30.620	250.93	5.21	89.80	10.20	0.0950	27.17	105.32	4.78	71.19	28.81
2	18	3.876	24.400	118.68	2.46	92.27	7.73	0.1044	23.88	92.57	4.20	75.38	24.62
2	20	3.876	6.900	94.57	1.96	94.23	5.77		21.22	82.26	3.73	79.12	20.88
2	22	3.876	14.300	26.74	0.56	94.79	5.21	0.1405	19.08	73.94	3.35	82.47	17.53
2	24	3.876	9.660	55.43	1.15	95.94	4.06		17.34	67.20	3.05	85.52	14.48
2	26	3.876	11.040	37.44	0.78	96.71	3.29	0.1741	15.94	61.76	2.80	88.32	11.68
2	28	3.876	6.060	42.79	0.89	97.60	2.40		14.80	57.37	2.60	90.92	9.08
2	30	3.876	9.240	23.49	0.49	98.09	1.91		13.88	53.81	2.44	93.36	6.64
2	32	3.876	11.320	35.81	0.74	98.83	1.17	0.1338	13.14	50.94	2.31	95.67	4.33
2	34	3.876	3.180	43.88	0.91	99.74	0.26		12.54	48.62	2.21	97.88	2.12
2	36	3.876	10.020	12.33	0.26	100.00	0.00		12.06	46.74	2.12	100.00	0.00
36	19	69.768	69.05	4817.48	100			0.1065		2204.52			

$$X_{iD} = 10.02 + (104.22 - 10.02)e^{-0.1065t}$$

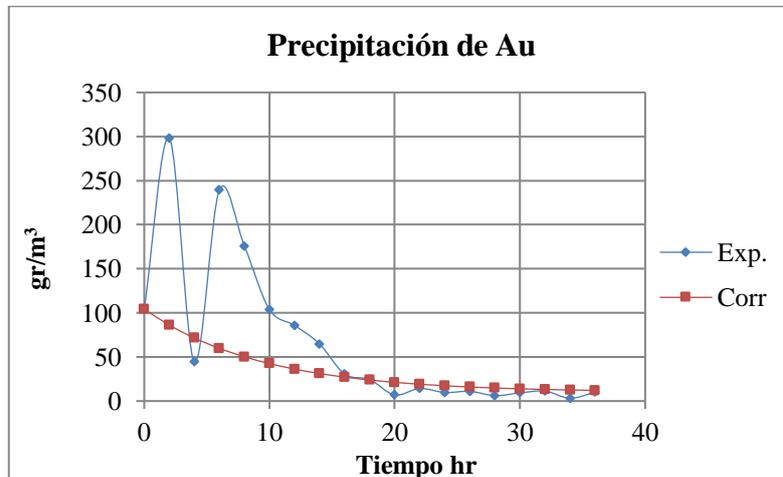


Fig. N° 31: Oro Depositado en lana de acero

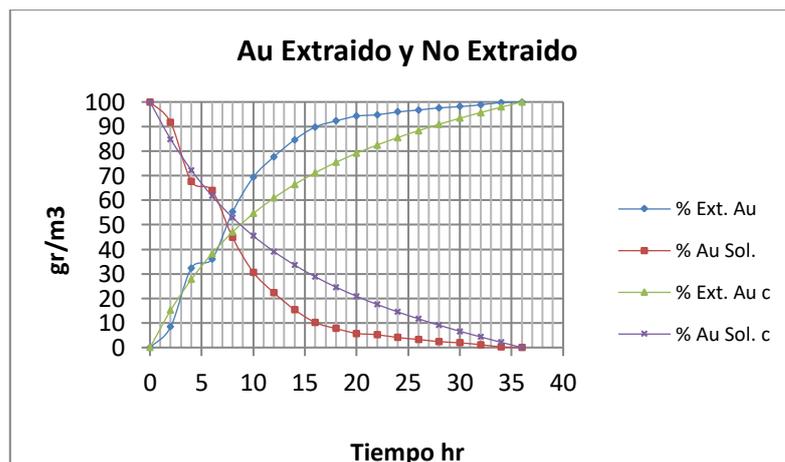


Fig. N° 32: Porcentaje deposición de oro en lana de acero

3.6.6.3. Desorción de Oro del Carbón Activado.

Tabla N° 28: Oro en carbón activado

N°	Oro en Carbón			% Au Carb.	% Au Ext.	K	Datos Correguidos			
	hr	gr/Kg	gr				gr/Kg	gr	%Au Carbó	%Au Ext.
		4.650	5635.80	100.00	0.00		4.650	5635.8	100.00	0.00
1	0	4.650	5635.80	100.00	0.00		4.650	5635.80	100.00	0.00
2	2	1.880	2278.45	40.43	59.57		3.424	4150.11	73.64	26.36
3	4	2.580	3127.52	55.49	44.51	0.148	2.523	3057.58	54.25	45.75
4	6	1.644	1992.32	35.35	64.65	0.174	1.860	2254.17	40.00	60.00
5	8	1.679	2034.57	36.10	63.90	0.128	1.372	1663.36	29.51	70.49
6	10	0.935	1133.63	20.11	79.89	0.162	1.014	1228.90	21.81	78.19
7	12	0.763	924.64	16.41	83.59	0.152	0.750	909.42	16.14	83.86
8	14	0.555	672.70	11.94	88.06	0.154	0.556	674.47	11.97	88.03
9	16	0.367	445.02	7.90	92.10	0.162	0.414	501.71	8.90	91.10
10	18	0.308	372.70	6.61	93.39	0.154	0.309	374.66	6.65	93.35
11	20	0.223	270.06	4.79	95.21	0.156	0.232	281.23	4.99	95.01
12	22	0.231	279.44	4.96	95.04	0.140	0.175	212.53	3.77	96.23
13	24	0.162	196.65	3.49	96.51	0.145	0.134	162.00	2.87	97.13
14	26	0.143	173.24	3.07	96.93	0.139	0.103	124.85	2.22	97.78
15	28	0.109	131.92	2.34	97.66	0.140	0.080	97.53	1.73	98.27
16	30	0.086	104.09	1.85	98.15	0.141	0.064	77.44	1.37	98.63
17	32	0.057	69.13	1.23	98.77	0.149	0.052	62.66	1.11	98.89
18	34	0.021	25.33	0.45	99.55	0.215	0.043	51.80	0.92	99.08
19	36	0.018	21.61	0.38	99.62		0.036	43.81	0.78	99.22
	19					0.1537				

$$X_{iAC} = 0.018 + (4.650 - 0.018)e^{-0.1537t}$$

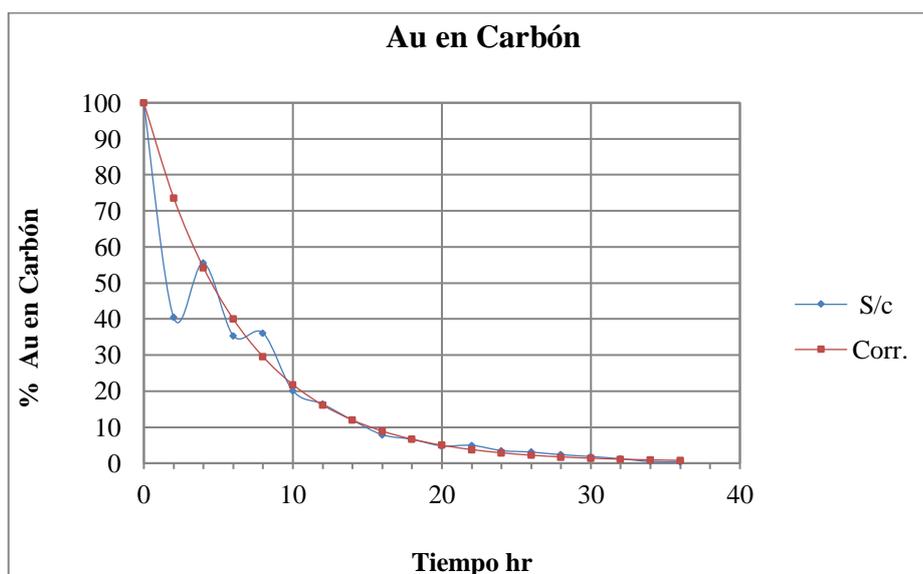


Fig. N° 33: Oro en carbón activado

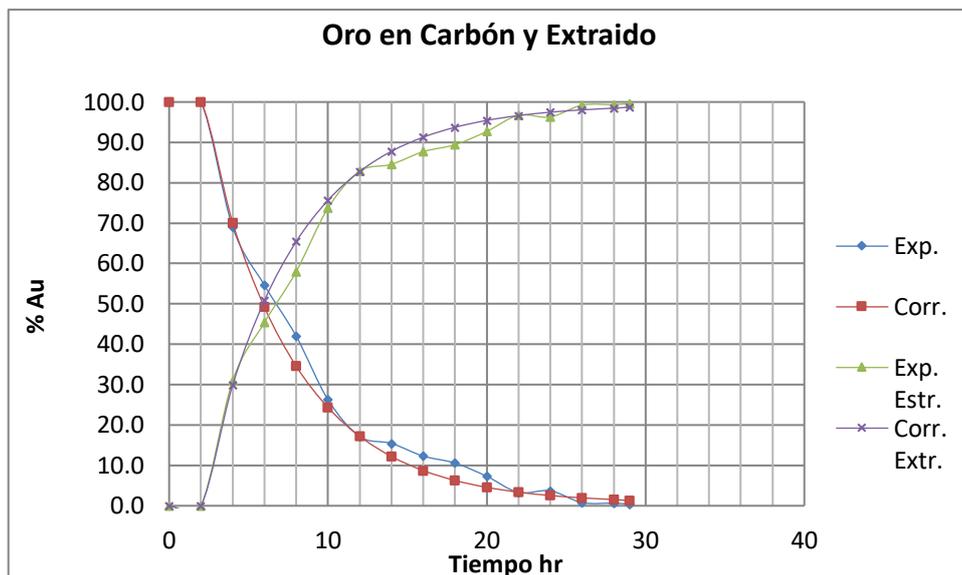


Fig. N° 34: Extracción de oro de carbón activado

Tabla N° 29: Balance metalúrgico extracción de oro de pruebas experimentales

	TM	Ley (gr/TM)	gr Au	Rec
Alim. (carbón)	1.212	4650	5635.80	100
Solución (m ³)	3.88	3.70	14.34	0.25
Des. (carbón)	1.212	19.68	23.86	0.42
Extracción	0.005654	99.00	5597.60	99.32
				100.00

Tabla N° 30: Balance metalúrgico extracción de oro real

Ingrese Datos

	Kg o Lt	Ley (gr/Kg) o %
Alim. (carbón)	1212	4.650
Solución (m ³)	4468	0.002
Des. (carbón)	1212	0.018
Extracción	5.66	99.000

	Kg o Lt	Ley (gr/Kg o Lt) %	gr Au	Rec.
Alim. (carbón)	1.212	4650.00	5635.80	100
Solución (m ³)	2.500	2.26	8.75	0.16
Des. (carbón)	1.212	18.29	22.17	0.39
Extracción	0.005662	99.00	5604.89	99.45
				100.00

3.6.6.4. Refinación de Oro.

Tabla N° 31: Refinación de oro

Tiempo min	Observado Au		Corregido Au	
	gr/m ³	gr	gr/m ³ corr.	gr
0.00	0	0.00	0.279	0.084
20.00	1.800	0.54	0.983	0.295
40.00	2.800	0.84	3.464	1.039
60.00	4.150	1.25	12.212	3.663
80.00	61.700	18.51	43.051	12.915
100.00	208.050	62.42	151.772	45.532

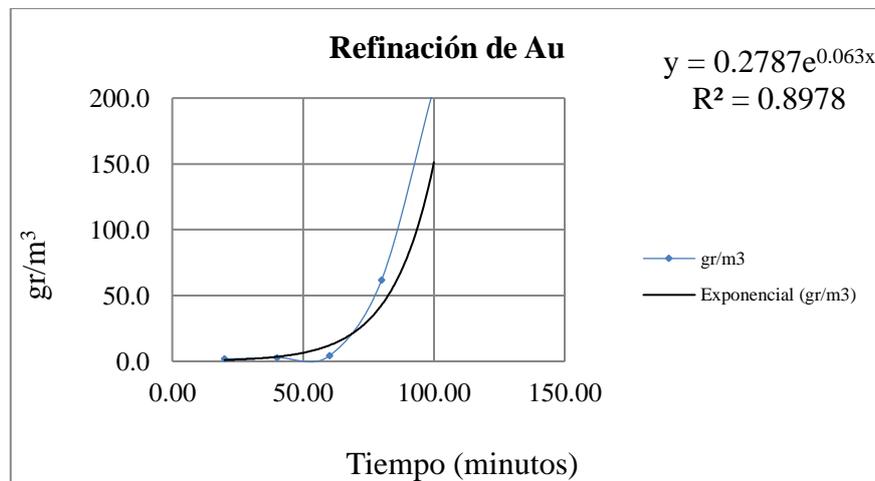


Fig. N° 35: Refinación de oro

3.6.7. Análisis y Discusión.

3.6.7.1. Liberación en Porcentaje de Sólidos.

En la alimentación el porcentaje de sólido durante el tiempo de 30 días de investigación se fractura de acuerdo 6 sigmas entre 64.15% porcentaje de sólido como mínimo y máximo 97.29% porcentaje de sólido y promedio de 80.72% porcentaje de sólido; con una desviación de 5.52397, observando de la variable de porcentaje de sólidos en la molienda 1.73% de la distribución queda fuera de los límites.

La liberación de mineral -200m de acuerdo 6 sigmas está en los límites de 81.38% límite inferior y 87.59% límite superior y como medida de control de 84.49% de -200m, con una desviación estándar de 1.03448 con ello solo el 0.318471% de la distribución esta fuera de límite de especificación con una nivel de confianza de 95%.

La liberación de mineral a -200m en función de del porcentaje de sólido esta en relación de % -200m = 81.383 + 0.0384668*% S Mol, con una desviación estándar de 1.03559.

3.6.7.2. Recuperación de Oro en Relación a la Liberación.

La extracción de oro de acuerdo la liberación de mineral durante los 30 días observado está de acuerdo a la a la liberación de mineral de mineral se tiene la siguiente relación % Rec. Au= 19.1899 + 0.874602*MALLA_200, con un error de desviación estándar 2.80874.

La recuperación de oro de mineral de acuerdo a 6 sigmas esta en los límites de 85.93% con mínimo y 100% como máximo con una medida de control de 93.085 con una desviación estándar de 2.38445, con una distribución observada de 1.394% fuera de los límites de especificación.

3.6.7.3. Absorción de Oro en Carbón Activado.

La absorción de oro en el carbón en el TK-2 está de acuerdo a la siguiente relación

$$X_{iAC} = 4.36 + (1.294 - 4.36)e^{-0.1024t}$$

con un crecimiento observable de 0.254

gramos de oro en kilogramos de carbón y de 0.174 gramos de oro en kilogramos de carbón. Con un límite de 0.17 mínimo y 0.68 máximo y un control de 0.25 observado, mientras que la calculada tiene límite inferior de 0.13 y límite superior de 0.22 con un control de 0.17 gramos de oro en kilogramos de carbón.

La absorción de oro en el carbón en el TK-3 está de acuerdo a la siguiente relación

$$X_{iAC} = 1.13 + (0.238 - 1.13)e^{-0.0787t} \quad \text{con un crecimiento observable de 0.050}$$

gramos de oro en kilogramos de carbón y de 0.068 gramos de oro en kilogramos de carbón. Con un límite de -0.05 mínimo y 0.02 máximo y un control de 0.07 observado, mientras que la calculada tiene límite inferior de 0.04 y límite superior de 0.06 con un control de 0.05 gramos de oro en kilogramos de carbón.

La absorción de oro en el carbón en el TK-7 está de acuerdo a la siguiente relación

$$X_{iAC} = 0.24 + (0.00 - 0.24)e^{-0.425t} \quad \text{con un crecimiento observable de 0.020}$$

gramos de oro en kilogramos de carbón y de 0.020 gramos de oro en kilogramos de carbón. Con un límite de -0.03 mínimo y 0.07 máximo y un control de 0.02 observado, mientras que la calculada tiene límite inferior de 0.00 y límite superior de 0.04 con un control de 0.02 gramos de oro en kilogramos de carbón.

3.6.7.4. Desorción y Electrodeposición de Oro.

En la desorción se tiene un flujo de 32.30 Lt/min., volumen de 2500 litro con una ley de 4.65 gr/Kg, 1212 Kg de carbón.

El flujo de la solución rica que ingresa a la celda deposición cumple la siguiente relación $X_{iR} = 13.72 + (577.46 - 13.72)e^{-0.172\alpha}$.

El flujo de la solución que retorna cumple la siguiente relación cinética $X_{iP} = 3.70 + (473.24 - 3.70)e^{-0.3064t}$

La deposición de oro en las lanas cumple la siguiente relación cinética $X_{iD} = 10.02 + (104.22 - 10.02)e^{-0.1065x}$, 5.5 horas deposita el 50% de oro con datos observados y en 11 horas deposita el 50%.

La desorción de oro del carbón activado está a la siguiente relación $X_{iC} = 0.018 + (4.650 - 0.018)e^{-0.1537t}$, el 50% de la desorción lo realiza en 7.5 horas transcurrido en tiempo de desorción observable y corregida el 50% 8.8 horas.

La recuperación en la observación en la desorción es de 99.32% mientras que en la solución queda 0.25% y 0.42% queda en el carbón; la recuperación real en la desorción es de 99.45%, 0.39% queda en el carbón y 0.16% en la solución.

La refinación de oro está en función de la siguiente relación en función al tiempo $Y = 0.2787e^{0.063x}$.

CAPITULO IV

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. CONCLUSIONES.

En el estudio realizado se llegaron a las siguientes conclusiones: los mejores resultados obtuvo con las siguientes condiciones; se utilizó 2.5 Kg/ TM de cianuro de sodio de 98% con una fuerza promedio de 0.18 gr/Lt, tipo de carbón usado es de cascara industrial carbón A con una granulometría de -6m a +14m, 36.22gr/Lt de carbón y 2.5 volt en la desorción.

El control de sólidos es de 80.72% en promedio con una probabilidad 1.73% de la distribución queda fuera de los limites, con estas condiciones se llega una liberación promedio de 84.49% a -200m y con una probabilidad de 0.318471% que queda fuera de los límites establecidos con una confianza de 95%. La liberación del mineral con estas medios está en una relación $\% -200m = 81.383 + 0.0384668 * \% S Mol$.

La recuperación del oro de acuerdo a la liberación tiene una relación de $\% Rec. Au = 19.1899 + 0.874602 * MALLA_{200}$ una desviación estándar d 2.80874, con una recuperación promedio de 93.085% y una probabilidad de 1.394% fuera de los límites establecidos.

La adsorción de oro en el carbón tiene un crecimiento diario de 0.25 gr/Kg observable y 0.17 gr/Kg hallada, el crecimiento de la adsorción de oro al inicio es mayor a medida que

se satura decrece su adsorción para el TK-2 esta adsorción tiene una relación de

$$X_{iAC} = 4.36 + (1.294 - 4.36)e^{-0.1024t}$$

En el TK-3 el crecimiento favorece a la relación de

$$X_{iAC} = 1.13 + (0.238 - 1.13)e^{-0.0787t}$$

, el crecimiento observado es de 0.07 gr/Kg de oro, mientras que el calculado tiene un 0.05gr/Kg y su crecimiento decrece a medida que se va cargando.

La extracción de oro en el carbón en el TK-7 tiene una absorción de 0.02 gr/Kg

observable y hallada, con una relación cinética de $X_{iA} = 0.24 + (0.00 - 0.24)e^{-0.425t}$ para la recuperación de oro en el carbón.

En la planta de desorción se tiene un flujo de 32.30 Lt/min, volumen de solución de 2500 litros ley de carbón de 4.65gr/Kg la extracción de oro en la solución rica tiene una

relación de $X_{iR} = 13.72 + (577.46 - 13.72)e^{-0.1726t}$, mientras que la solución pobre

tiene una relación de $X_{iP} = 3.70 + (473.24 - 3.70)e^{-0.3064t}$, mientras que el

oro depositada cumple la relación de $X_{iD} = 10.02 + (104.22 - 10.02)e^{-0.1065t}$

con ella en 5.5 horas extrae el 50% referente al observado y el hallado en 11 horas.

En la desorción de oro del carbón tiene una recuperación de 99.32% quedando en la solución 0.25% y en el carbón 0.42% cumpliendo al relación desorción de

$X_{iC} = 0.018 + (4.650 - 0.018) \cdot e^{-0.1537t}$, mientras que la recuperación real es de 99.45% , quedando en solución 0.16% y en el carbón de 0.39%.

La ley de cabeza que ingresa en promedio es de 25.91gr/TM de oro por toneladas, la extracción tiene un promedio de 24.38gr/TM, en la solución barren es de 0.3259 gr/m³, el mineral en el relave es de 1.086 gr/TM.

La recuperación en el proceso de lixiviación es de 94% y la recuperación total es de 99.7% para el tiempo es estudio; mientras que la recuperación anual es de 93.99%.

4.2. RECOMENDACIONES.

Dentro del contexto de estudio se puede recomendar los balance metalúrgicos se debe de realizar con análisis calculado y no con analizada.

En la liberación de mineral se recomienda evaluar otras variables para mejorar la liberación y un control de la densidad de pulpa para mejorar la liberación.

Se puede mejorar la recuperación en la extracción del oro siempre en cuando se tenga un control adecuado de la liberación y buscando otros factores que están influenciando en la recuperación.

En la desorción y electrodeposición de oro se puede mejorar el tiempo de desorción ya que el 50% solo se extrae entre 7.5 a 8.8 horas, y la deposición de oro en la lana es de 5.5 a 11 horas se extrae el 50%, para ello es recomendable evaluar otras variables que influyen en la deposición de oro.

La solución que se retorna se debe considerar para el balance de oro por ende es recomendable realizar un balance de agua.

BIBLIOGRAFÍA

1. Aramburú Rojas, V. S. Modelo de la pre-aireación en concentrados de oro pirítico, para la optimización del proceso de cianuración “utilizando el programa estadístico statgraphic plus”. Tesis pre grado, no publicado: Lima. UNMSM. 2003.
2. Aramburú Rojas, V. S.; Núñez Jara, P. A.; Azañero Ortiz, Á.; Fernández Salinas, S.; Gagliuffi Espinoza, P.; Avilés Mera, P. A.; Portocarrero Albildo, E.; Acosta Cabezas, H. Recuperación de oro y plata de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo. Revista del Instituto de Investigaciones. Lima: FIGMMG. Vol. 10, N° 19. UNMSM. ISSN: 1561-0888. 2007.
3. Arbiter, N.; Han Henneth, N. Advances in Precious Metals Recovery. New York: Gordon and Breach Science, ISBN N° 2-88124-397-5.1990.
4. Arias Arce, V. A. Tecnologías de Refinación de los Metales Precioso (1^{era} Ed.). Lima.1996.
5. Arrau, J. Manual General de Minería y Metalurgia; Minas, Concentradoras, Refinerías. Santiago: Servicios Impresión Láser. 2006.
6. Barrientos Rojas, C. E. Evaluación de dos métodos de recuperación y refinación de los metales preciosos a nivel laboratorio a partir de los desperdicios con alto contenido de oro. Tesis Ingeniero Químico. Guatemala: Universidad de San Carlos de Guatemala. 2003.
7. Cáceres Arenas, G. Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Atacama: Universidad de Atacama, <http://www.ivan.cl>. 2007.
8. Cardoso Montoya, C. A.; Zunini Chira, W. Taller de Investigación II. Lambayeque: FACHSE. 2006.
9. Carrasco Díaz, S. Metodología de la Investigación científica. Lima: San Marcos. 2005.
10. Cavero, A.; Lara, M. Extracción de oro de mineral aglomerado en pilas de lixiviación. Cía. Minera Sipan S.A.C. 2001.
11. Chiroque Chunga, S.; Gómez Cumpa, J. Investigación Educativa el Proyecto de Tesis. Lambayeque: FACHSE. 2006.
12. Deschenes, G; Hodouin, D; Lorenzen, L. Treatment of Gold Ores. 44th Annual Conference of Metallurgists of CIM held in conjunction with the 35th Annual Hydrometallurgy Meeting. Calgary: ISBN N° 1-894475-60-7. 2005.
13. Espinoza, S.A. Formulación de Proyectos (4^{ta} Ed.). Lima: Lucero.1995.

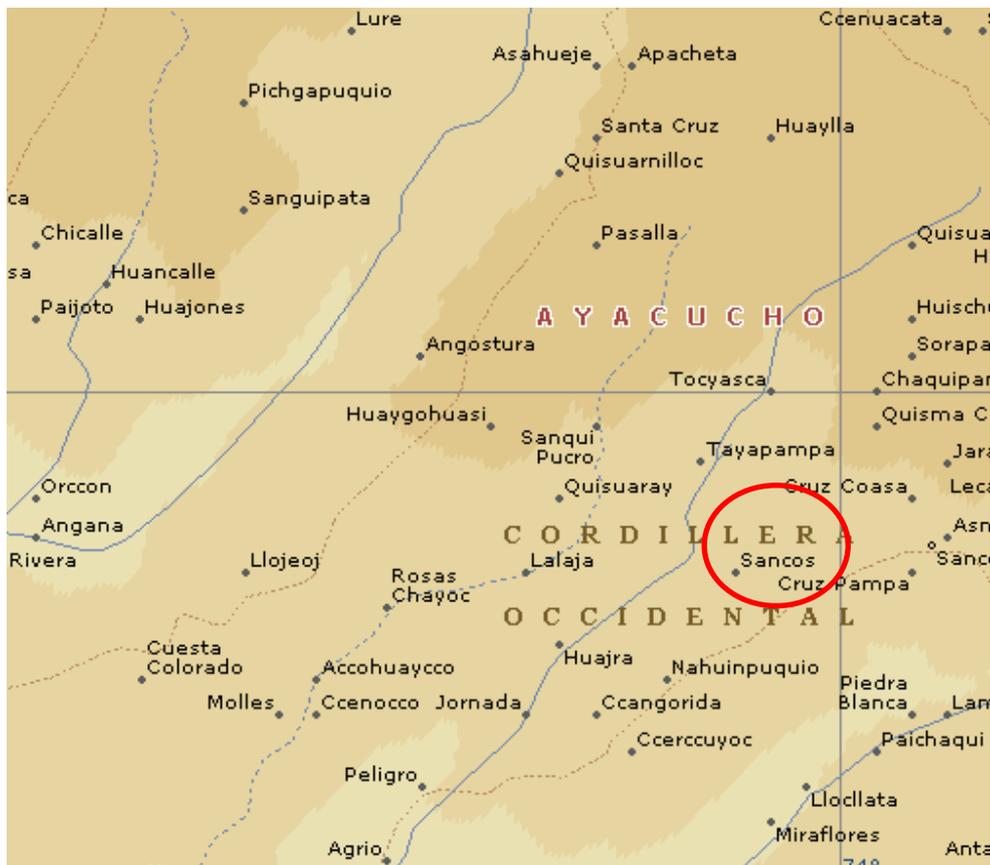
14. Fernández Pérez, B. Desarrollo de un nuevo método para la eliminación de cianuro de aguas residuales de mina. Tesis Doctoral. Asturias: Universidad de Oviedo. ISBN: 978-84-694-5579-1.2007.
15. Girón, I., Poisot, M.E. y Rodríguez, F. Diseño de un Procesos para la Extracción de Oro y Plata por Lixiviación en Soluciones de Tiourea Electro-oxidada, Proyecto Terminal en Ingeniería Química. Iztapalapa: UAM.2003.
16. Haung, H.H.; Twidwe, L.G.; Miller, J.D. Hidrometalurgia (Tomo I y II, 4^{ta} Ed.). Lima: San Marcos. 1986.
17. Hernández, L. E; Salinas, E.; Rivera, I.; Carrillo, F. R.; Patiño, F.; Hernández, J. Mejora del Proceso de Cianuración de Oro y Plata, Mediante la Preoxidación de Minerales Sulfurosos con Ozono. Rev. Soc. Quím. Méx. 2004, 48, 315-320: México. 2005.
18. Hijonosa Carrasco, O. Beneficio de Minerales de Oro y Plata. Universidad Técnica de Oruro (Diplomado). Cajamarca: Universidad Nacional de Cajamarca. 2005.
19. Hutchison, I.; Kiel, J.; Van Zyl, D. Introduction to Evaluation, Desing and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects. Colorado: Society of Mining Engineers. ISBN N°: 0-87335-074-X. 1988.
20. Jackson, E. Hydrometallurgical Extraction and Reclamation. Inglaterra: Ellis Horwood Limited. ISBN N° 0-470-20314-5. 1986.
21. Kady Mbaya, R. K. Recuperación de Metales Nobles de las Basuras de la Joyería. Tesis Magister en tecnología e Ingeniería Química: Universidad Tecnológica de Tshwane. 2004.
22. Marsden, J.; House, L. The Chemistr of Gold Extraction. Inglaterra: Ellis Horwood Limited. ISBN N° 0-13-131517-X. 1996.
23. Martínez Gonzales, S. Estudio de sistemas de Extracción con disolventes de Au (III) en medio clorhídrico Con aminas y derivados Organofosforados neutros. Tesis doctoral. Madrid: Universidad Complutense de Madrid. 1996.
24. Misari Ch. F. S. Metalurgia del Oro (1^{era} Ed.). Lima: CEPECT. 1993.
25. Moreno Oscanoa, A. Manual del Carbón Activo. Tesis Mg Ingeniería del Agua: Sevilla: E.U. Politécnica. 2011.
26. Navarro, P. y Vargas, C. Efecto de las propiedades físicas del carbón activado en la adsorción de oro desde medio cianuro. Santiago: Universidad de Santiago de Chile. Revista de metalurgia, N°46. ISSN: 0034-8570. 2010.

27. Ortega Arica, K. Recuperación de Oro desde soluciones Cianuradas por Intercambio Iónico en la Compañía Minera Aurífera Santa Rosa S.A. Tesis de Ingeniero Metalúrgico. Lima: UNI. 2009.
28. Reyes Cruz, V. E. Recuperación selectiva de “Doré” (Au-Ag) de disoluciones provenientes de la lixiviación de minerales, utilizando un reactor electroquímico FM01-LC. Tesis Doctorado. México: Universidad Autónoma Metropolitana Iztapalapa. 2002.
29. Reyes Lopez, I. Metalurgia del Oro y Medio Ambiente. La Libertad: Universidad Nacional de Trujillo. 1997.
30. Schumann, W. Guía de rocas y minerales. Barcelona: Omega S.A. 2004.
31. Soto Paredes, F. J. Evaluación Técnico Económica de una Planta de Carbón Activado. Tesis Ingeniero Civil Industrial. Santiago: Universidad de Chile. 2007.
32. Tomalá Andrade, C. E. Análisis de un sistema de adsorción y desorción de oro de carbón activado y su electrodeposición. Tesis Pre Grado. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral. 1998.
33. Vargas Gallardo, J. Metalurgia del Oro y Plata (2^{da} Ed.): San Marcos. 1990.
34. Vch, W. Manual de Metalurgia Extractiva Tomo III. Alemania: Fathi Habashi. IBS N° 3-527-28792-2.1997.
35. W. S. Mackenzie, A. E. Adam. Atlas de color de rocas y minerales en láminas delgadas. Barcelona: Masson.1997.
36. Yáñez Traslaviña, J. J.; García Páez, I. H.; Pedraza Rosas, J. E.; Laverde Cataño, D. Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro frío (Bolívar Colombia), para la selección de los procesos de extracción. Medellín: Dyna Año 72 N° 145 ISSN 0012-7353.2004.

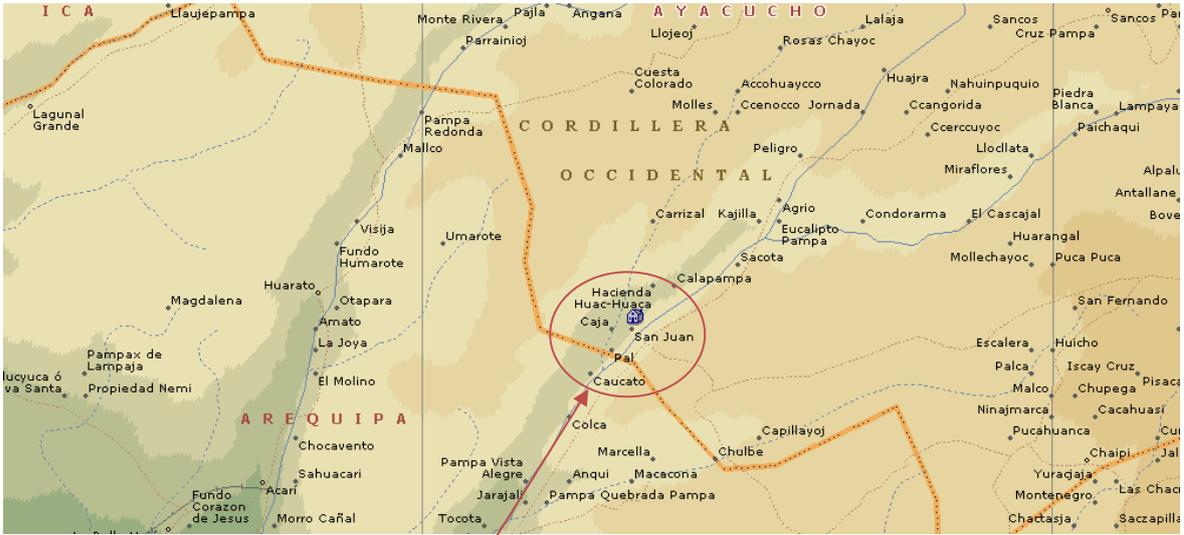
A N E X O



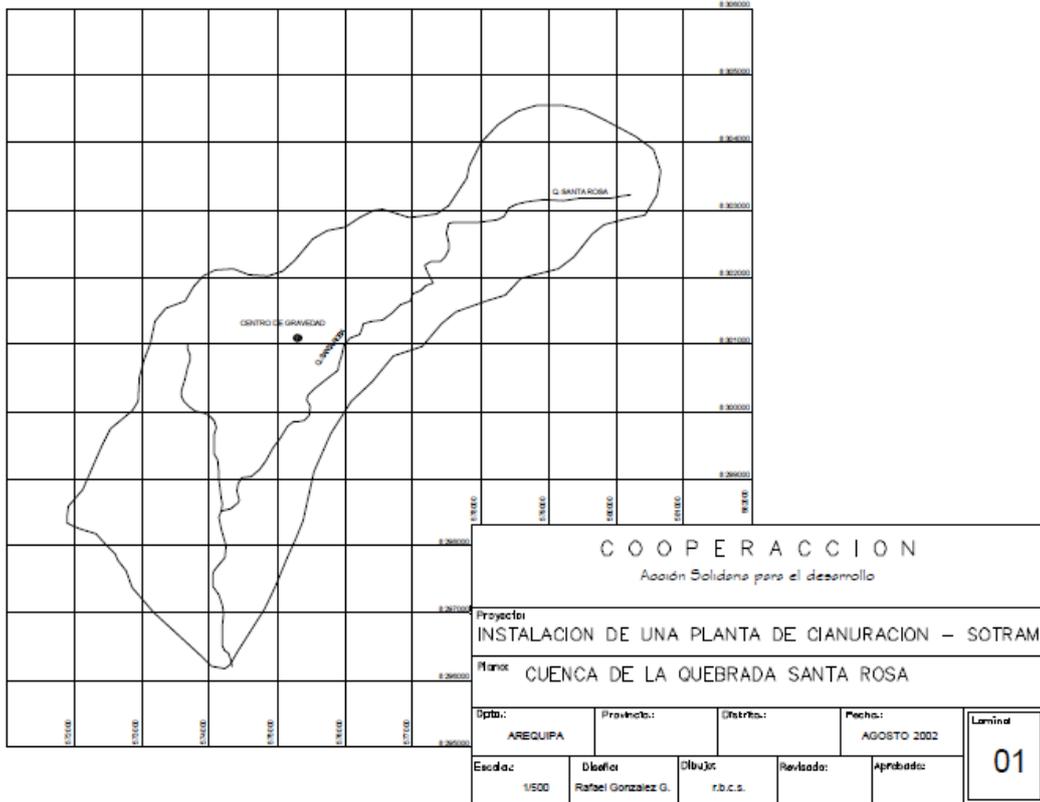
A-1: Mapa de localización del departamental de Ayacucho.



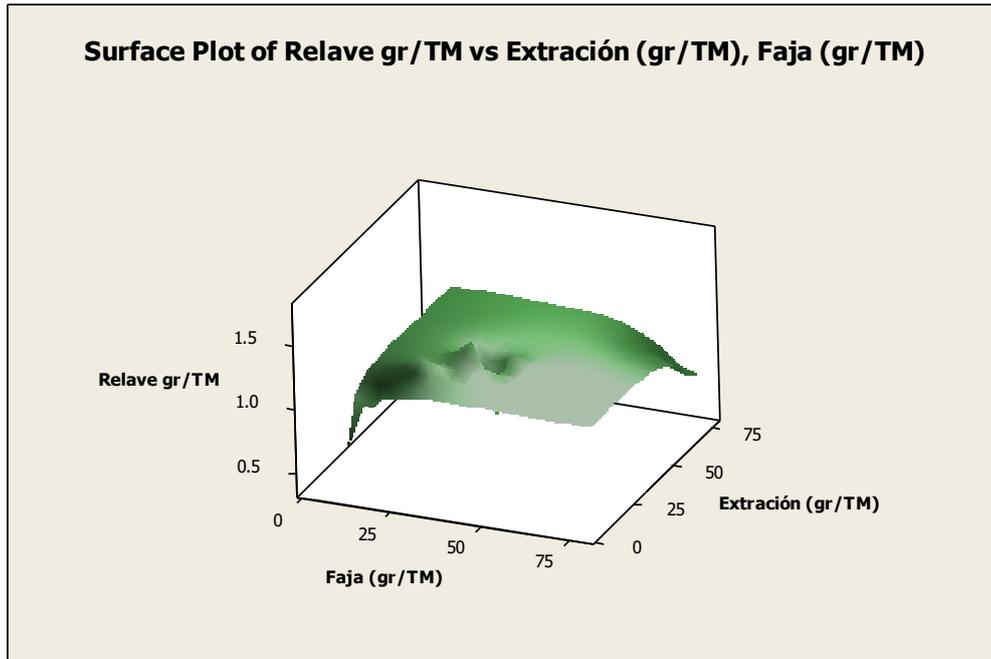
A-2: Mapa de localización de la provincia de Huanca Sancos – Ayacucho.



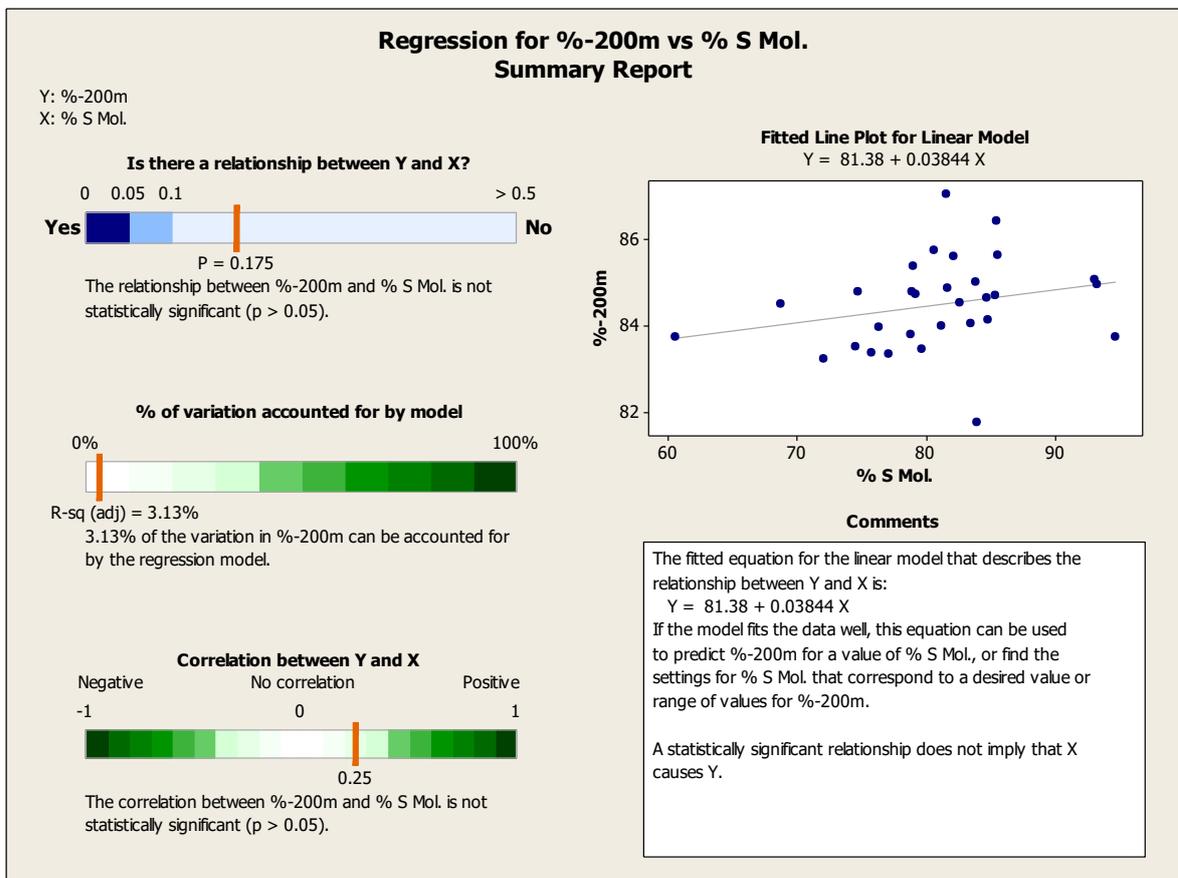
A-3: Mapa de localización de la planta SOTREMI.



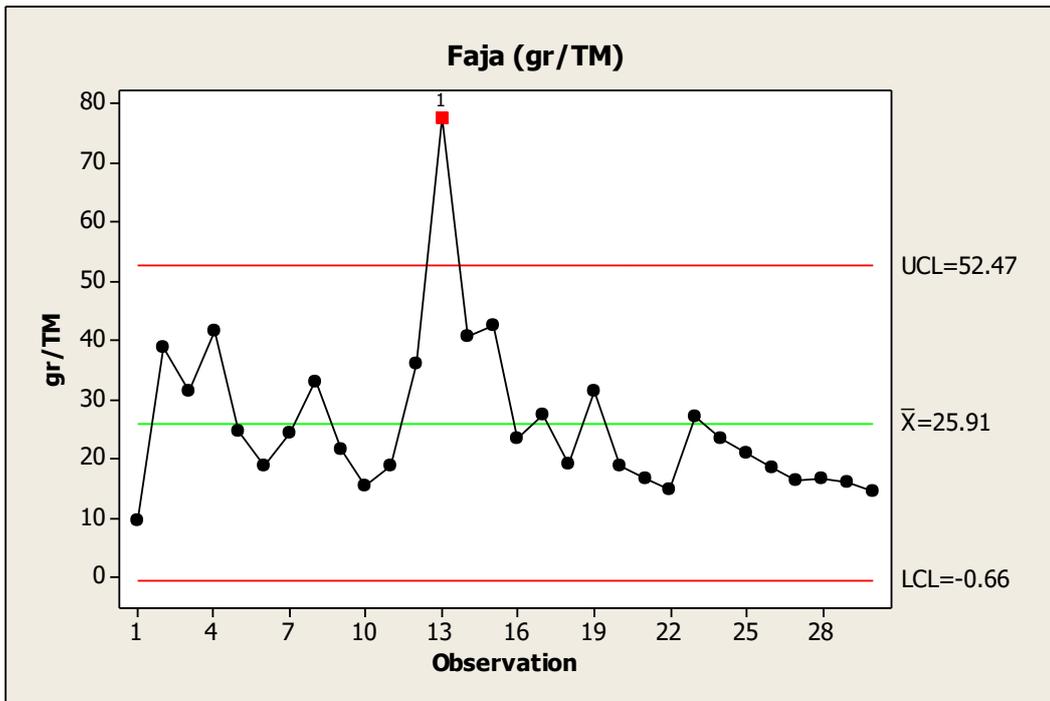
A-4: Instalación de la planta SOTREMI.



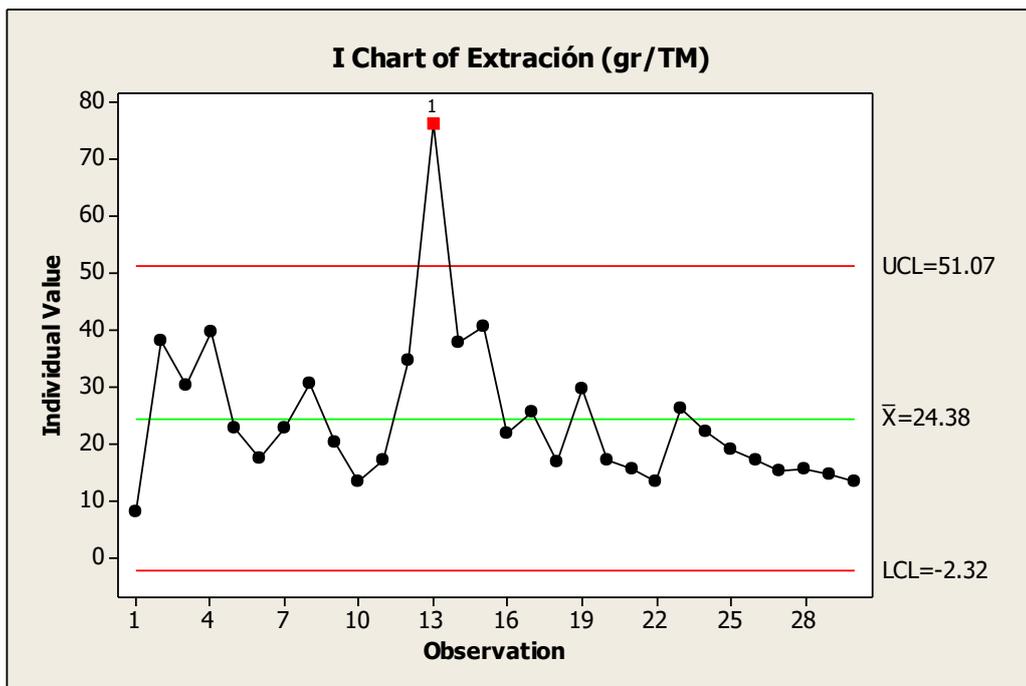
A-5: Ley de oro alimentación relave y extracción.



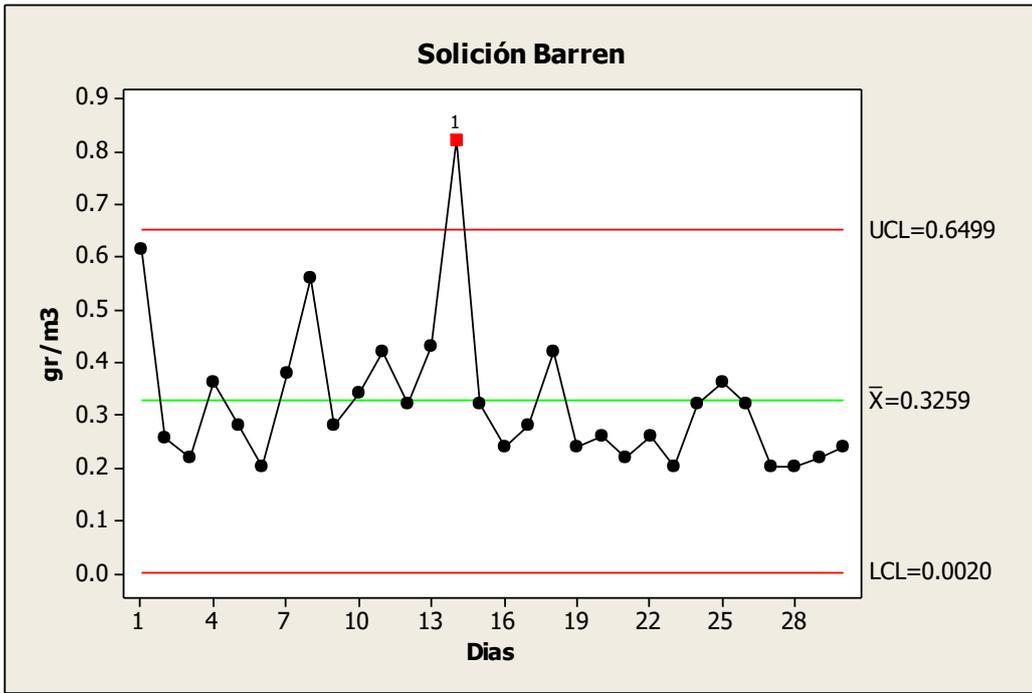
A-6: Liberación en función a porcentaje de sólido en molienda.



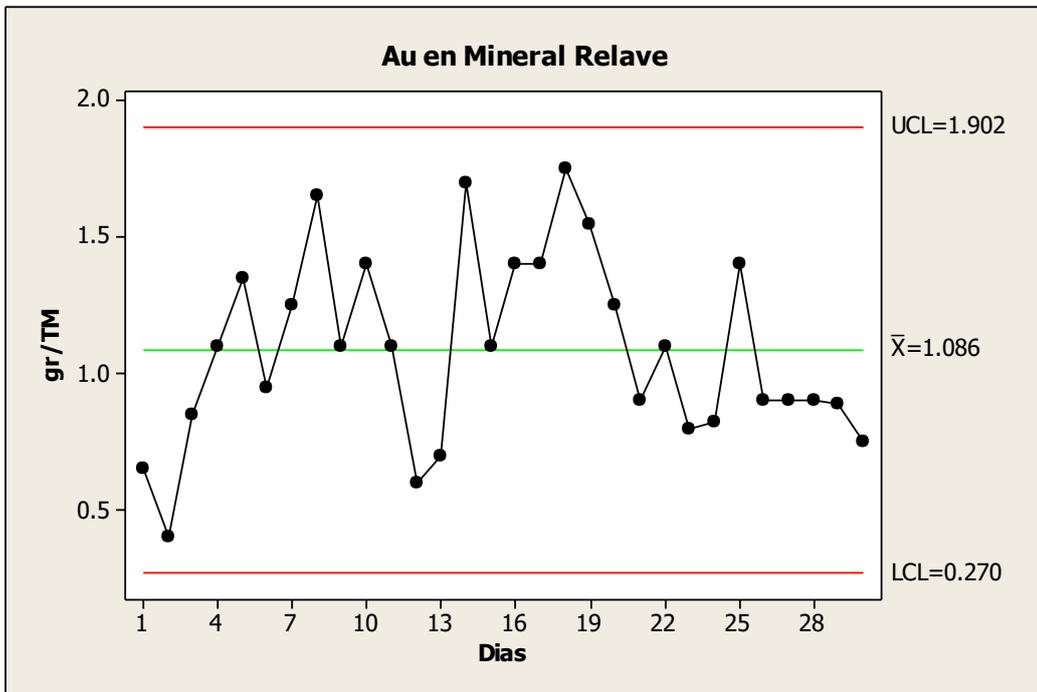
A-7: Control de ley de oro en cabeza.



A-8: Control de ley de oro extraído.



A-9: Control de ley de oro en solución barren.



A-10: Control de ley de oro en mineral de relave.

A-11: Balance de oro en desorción.

		Kg	gr Au/Kg	gr Au	gr Ag/Kg	gr Ag								
		1191.08	4.951	5897.25	0.5371	639.76								
FINO EN CARBONES					DESORCION				ORO DE PAD	LEY COLA EN	REMANENT E COLA	AU SOLUCION 2.5 M3	PLATA	% DE EXTRACCIO
FECHA	COSECHA	PESO CAR.	LEY CAR	TOTAL	PUREZA %	PESO BAR	FINO	RECUPERACION						
17-jul	1	1104	4.89	5398.560	98	5989.5	5869.71	98	498.689	0.00700141	8.339	19.2	119	99.53
	PAD-C-1	45.08	8.053	363.029										
	PAD-C-2	42	3.23	135.660										
PARA PLATA														
	1	1104	0.57	629.280										
	PAD-C-1	45.08	0.13	5.860	99	513	507.87			0.01082245	12.890		507.87	79.38
	PAD-C-2	42	0.11	4.620										
				639.760										
				5897.249	98.5	5989.5	5869.71	98	498.68924	0.00700141	8.339	19.2	626.87	89.4587113
				498.68924										
				DESBALANCE	0.000									

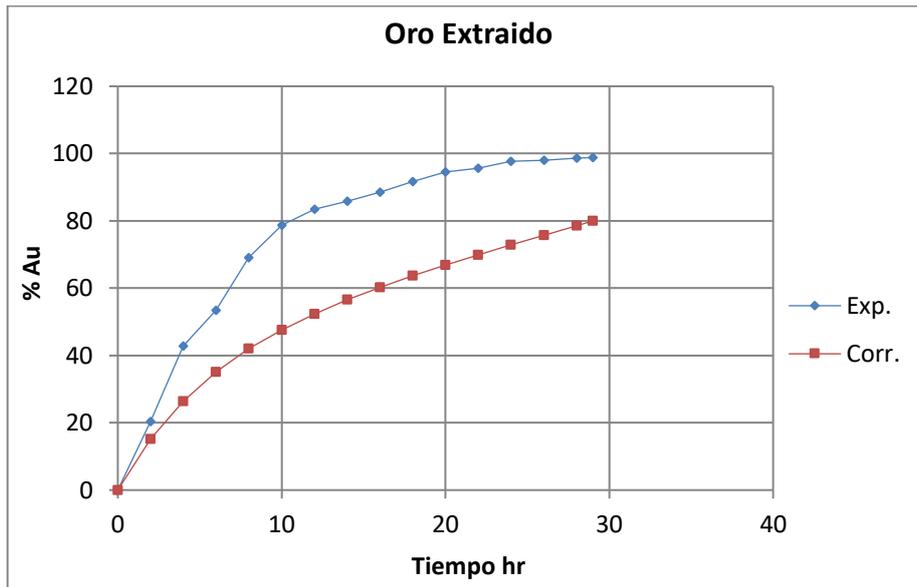
V	2.5 m ³	Carbón=	1191.08 Kg
V=	2500 m ³	Ley Au=	4.951 gr/Kg
Q=	73.10 Lt/min		
t=	34.20 min		
t=	2.000 min		
V=	8.772 m ³		

A-12: Ley de oro en desorción.

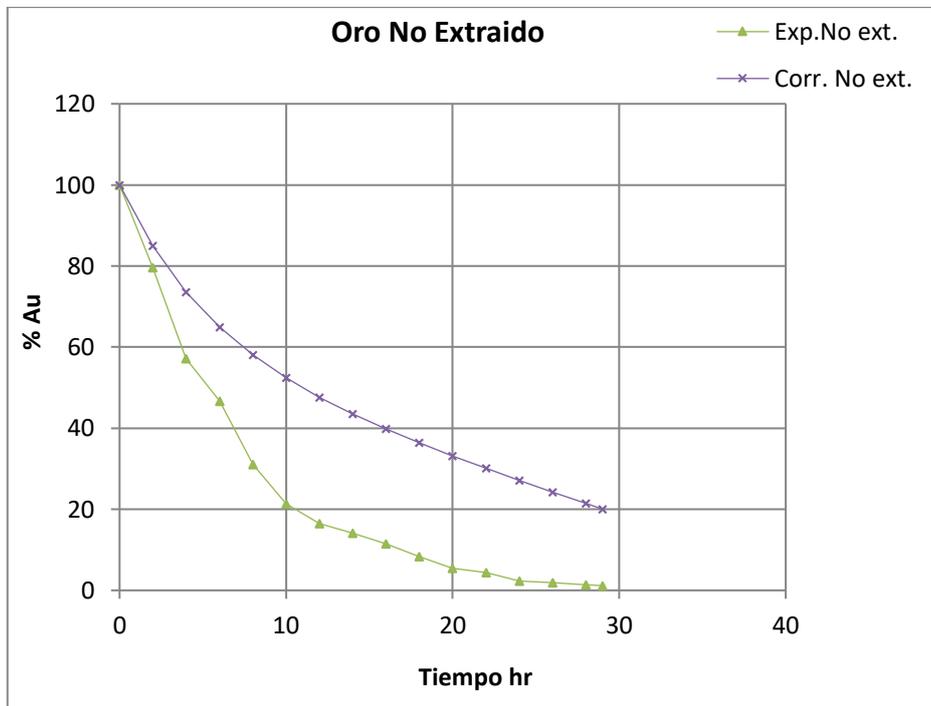
Hora	Tiempo hr	m ³ Recirculado	Solución Rica		Solución Pobre		Extracción		gr Au		gr/Kg	
			gr/m ³	gr	gr/m ³	gr	gr/m ³	gr	Sol. + Carb.	Carbón	Carbón	
										5897.25	5897.25	4.951
12:00 p.m.	0	0	202.840	507.10	65.580	0.00	137.260	0.00	5897.25	5897.25	4.951	
02:00 p.m.	2	8.77	221.500	1943.00	71.140	624.04	150.360	1204.04	4693.20	4069.16	3.416	
04:00 a.m.	4	8.77	88.680	777.90	17.400	152.63	71.280	1318.96	3374.25	3221.61	2.705	
06:00 p.m.	6	8.77	135.960	1192.64	30.900	271.05	105.060	625.27	2748.98	2477.92	2.080	
08:00pm	8	8.77	96.840	849.48	31.560	276.84	65.280	921.59	1827.39	1550.55	1.302	
12:00 a.m.	10	8.77	59.640	523.16	27.700	242.98	31.940	572.64	1254.76	1011.77	0.849	
02:00: a.m.	12	8.77	23.380	205.09	7.300	64.04	16.080	280.18	974.58	910.54	0.764	
04:00: a.m.	14	8.77	29.860	261.93	12.340	108.25	17.520	141.05	833.52	725.28	0.609	
06:00 a.m.	16	8.77	27.940	245.09	6.390	56.05	21.550	153.69	679.84	623.79	0.524	
08:00 a.m.	18	8.77	26.160	229.48	6.920	60.70	19.240	189.04	490.80	430.10	0.361	
10:00 a.m.	20	8.77	21.380	187.55	14.480	127.02	6.900	168.77	322.03	195.01	0.164	
12:00 a.m.	22	8.77	19.280	169.12	4.860	42.63	14.420	60.53	261.50	218.87	0.184	
08:00 p.m.	24	8.77	12.540	110.00	10.120	88.77	2.420	126.49	135.01	46.24	0.039	
10:00p.m.	26	8.77	12.020	105.44	8.640	75.79	3.380	21.23	113.78	37.99	0.032	
12:00 a.m.	28	8.77	10.600	92.98	7.040	61.75	3.560	29.65	84.13	22.38	0.019	
02:00 p.m.	29	4.39	26.000	114.04	7.680	33.68	18.320	15.61	68.52	34.83	0.029	
								5828.73				

A-13: Balance de oro en la desorción.

	TM o Kg	Ley (gr/TM) o %	gr Au	Rec.
Alim. (cabón)	1.19	4951.18	5897.25	100
Solución (m ³)	8.77	7.68	67.37	1.14
Des. (carbón)	1.19	0.97	1.15	0.02
Extracción	6502.50	89.638	5828.73	98.84
				100.00



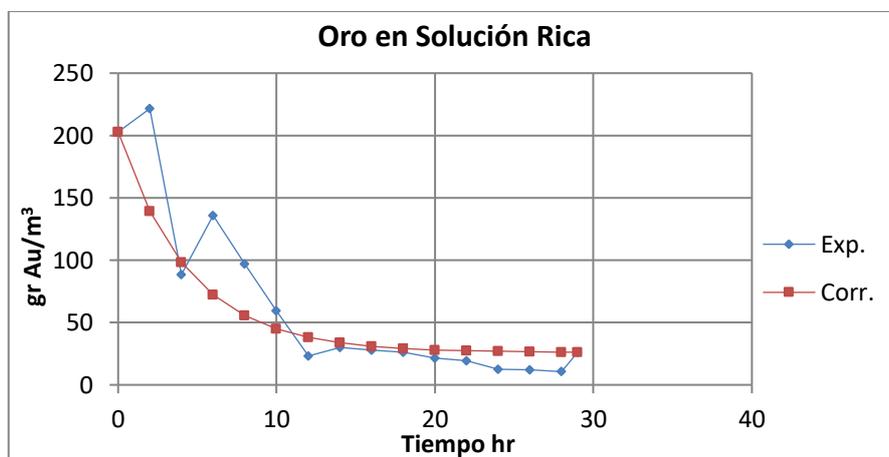
A-17: Porcentaje de extracción de oro.



A-18: Porcentaje de oro no extracción.

A-19: Cinética de extracción de oro en solución.

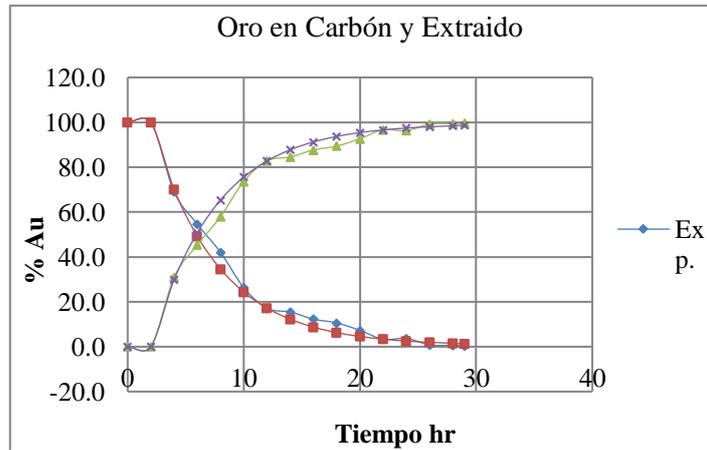
		X ₀ =		202.840									
N°	Tiempo hr	Oro en Solución Rica		Datos Correguidos								% Au	
		Recirculación m ³	gr/m ³	gr	%gr Au	% Au ext.	% Au No Ext.	K	gr/m ³	gr	%gr	Ext.	No Ext.
1	0	2.50	202.840	507.10	6.75	6.75	93.25		202.84	507.10	7.72	7.72	92.28
2	2	8.77	221.500	1943.00	25.86	32.61	67.39		139.13	1220.49	18.59	26.32	73.68
3	4	8.77	88.680	777.90	10.35	42.96	57.04	0.2593	98.38	862.98	13.15	39.46	60.54
4	6	8.77	135.960	1192.64	15.87	58.83	41.17	0.0792	72.30	634.26	9.66	49.12	50.88
5	8	8.77	96.840	849.48	11.31	70.14	29.86	0.1144	55.62	487.93	7.43	56.55	43.45
6	10	8.77	59.640	523.16	6.96	77.10	22.90	0.1660	44.95	394.32	6.01	62.56	37.44
7	12	8.77	23.380	205.09	2.73	79.83	20.17		38.12	334.43	5.09	67.66	32.34
8	14	8.77	29.860	261.93	3.49	83.32	16.68	0.2732	33.76	296.11	4.51	72.17	27.83
9	16	8.77	27.940	245.09	3.26	86.58	13.42	0.2820	30.96	271.60	4.14	76.30	23.70
10	18	8.77	26.160	229.48	3.05	89.63	10.37	0.3893	29.17	255.92	3.90	80.20	19.80
11	20	8.77	21.380	187.55	2.50	92.13	7.87		28.03	245.89	3.75	83.95	16.05
12	22	8.77	19.280	169.12	2.25	94.38	5.62		27.30	239.47	3.65	87.59	12.41
13	24	8.77	12.540	110.00	1.46	95.84	4.16		26.83	235.36	3.59	91.18	8.82
14	26	8.77	12.020	105.44	1.40	97.24	2.76		26.53	232.74	3.55	94.73	5.27
15	28	8.77	10.600	92.98	1.24	98.48	1.52		26.34	231.06	3.52	98.24	1.76
16	29	4.39	26.000	114.04	1.52	100.00	0.00		26.27	115.23	1.76	100.00	0.00
	16			7514.00	100.00			0.2233		6564.88	100.00		
				X _e =	26.00								
			V _{rk} =	8.772 m ³	X _i =	26.00	+	[202.840	-	26.00]	e	-0.2233 t	



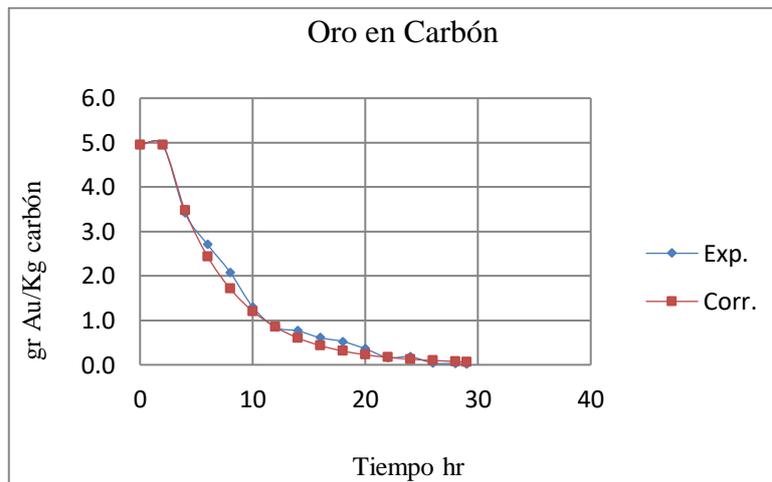
A-20: Extracción de oro en solución.

A-21: Cinética de oro en solución pobre.

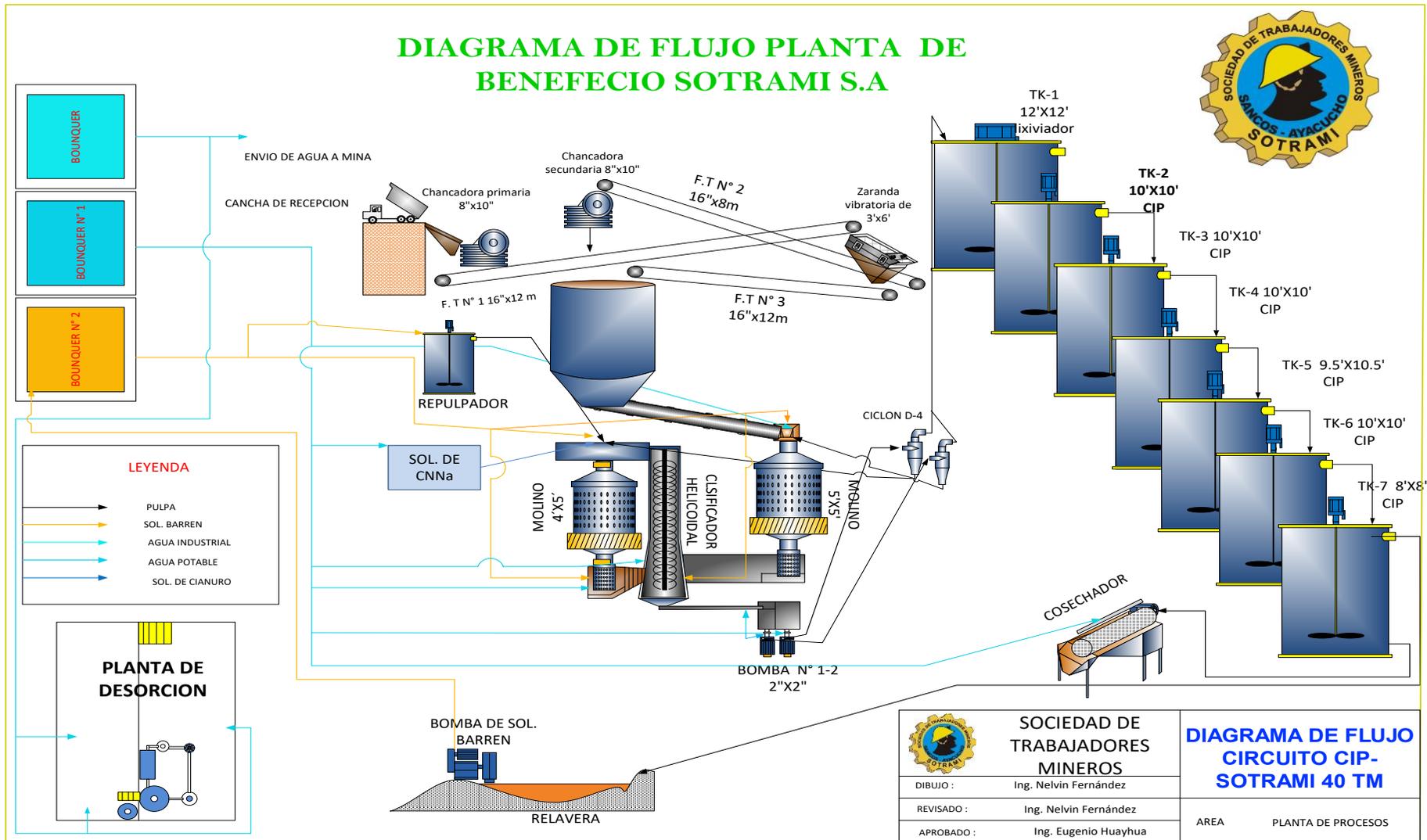
		X ₀ =		65.580									
N°	Tiempo hr	Oro en Solución Pobre		Datos Correguidos								% Au	
		Recirculación m ³	gr/m ³	gr	%gr Au	% Au ext.	% Au No Ext.	K	gr/m ³	gr	%gr	Ext.	No Ext.
1	0	0	65.580	0.00	0.00	0.00	100.00		65.58	0.00	0.00	0.00	100.00
2	2	8.772	71.140	624.04	27.30	27.30	72.70		44.72	392.30	20.90	20.90	79.10
3	4	8.772	17.400	152.63	6.68	33.97	66.03	0.4461	31.38	275.25	14.66	35.56	64.44
4	6	8.772	30.900	271.05	11.86	45.83	54.17	0.1523	22.84	200.36	10.67	46.23	53.77
5	8	8.772	31.560	276.84	12.11	57.94	42.06	0.1107	17.38	152.45	8.12	54.35	45.65
6	10	8.772	27.700	242.98	10.63	68.56	31.44	0.1062	13.89	121.80	6.49	60.83	39.17
7	12	8.772	7.300	64.04	2.80	71.37	28.63		11.65	102.19	5.44	66.28	33.72
8	14	8.772	12.340	108.25	4.73	76.10	23.90	0.1800	10.22	89.65	4.77	71.05	28.95
9	16	8.772	6.390	56.05	2.45	78.55	21.45		9.30	81.62	4.35	75.40	24.60
10	18	8.772	6.920	60.70	2.66	81.21	18.79		8.72	76.49	4.07	79.47	20.53
11	20	8.772	14.480	127.02	5.56	86.76	13.24	0.1071	8.35	73.20	3.90	83.37	16.63
12	22	8.772	4.860	42.63	1.86	88.63	11.37		8.11	71.10	3.79	87.16	12.84
13	24	8.772	10.120	88.77	3.88	92.51	7.49	0.1319	7.95	69.76	3.72	90.88	9.12
14	26	8.772	8.640	75.79	3.32	95.83	4.17	0.1577	7.85	68.90	3.67	94.54	5.46
15	28	8.772	7.040	61.75	2.70	98.53	1.47		7.79	68.35	3.64	98.19	1.81
16	29	4.386	7.680	33.68	1.47	100.00	0.00		7.77	34.08	1.81	100.00	0.00
	16	127.194	17.9744828	2286.25	100.00			0.1740	14.76	1877.48	100.00		
				X _e =	7.68								
			Tcarbón=	1191.080 Kg	X _i =	7.68	+	[65.580	-	7.68]	e	-0.1740 t	



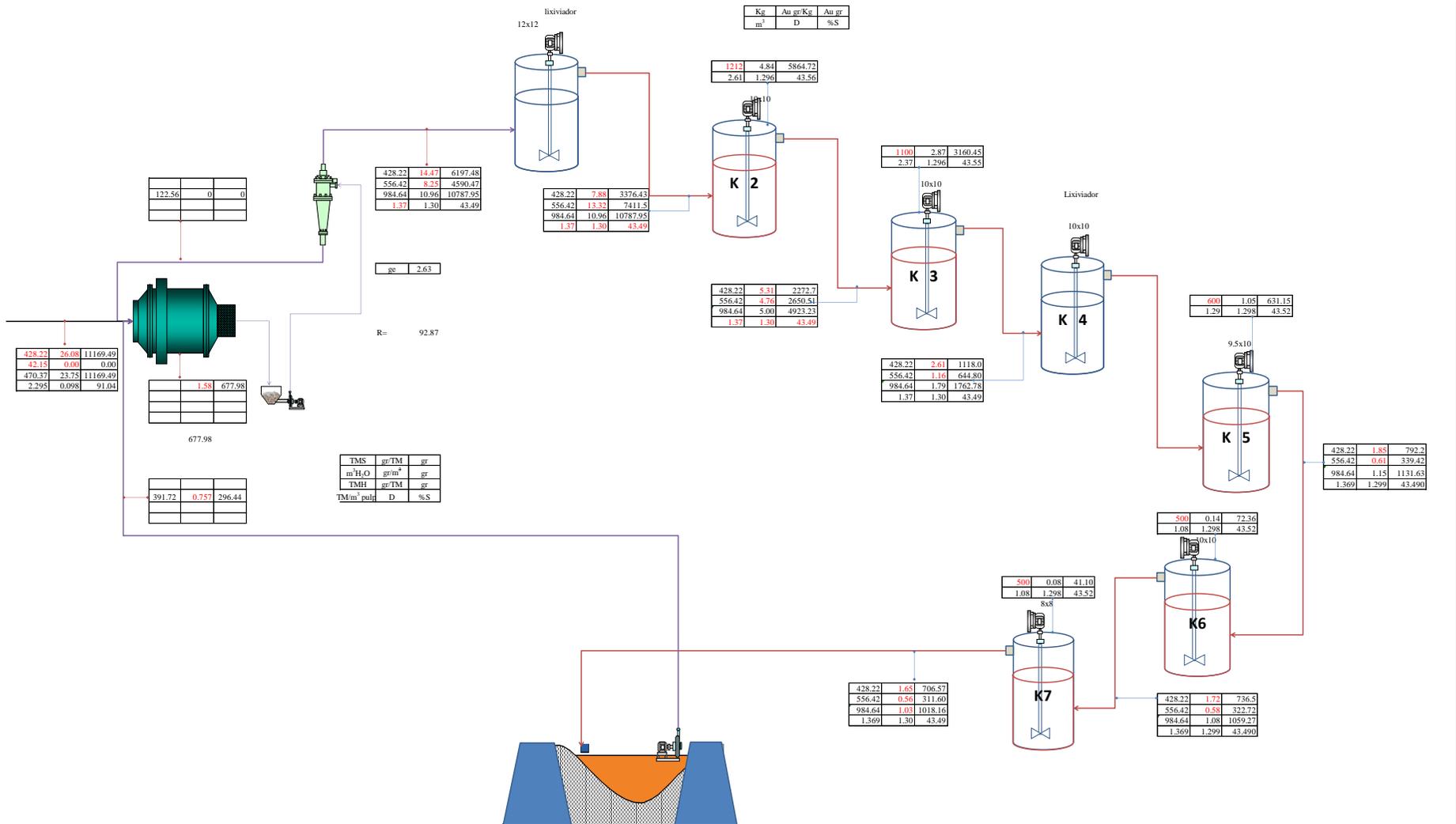
A-24: Extracción de oro y retención en carbón.



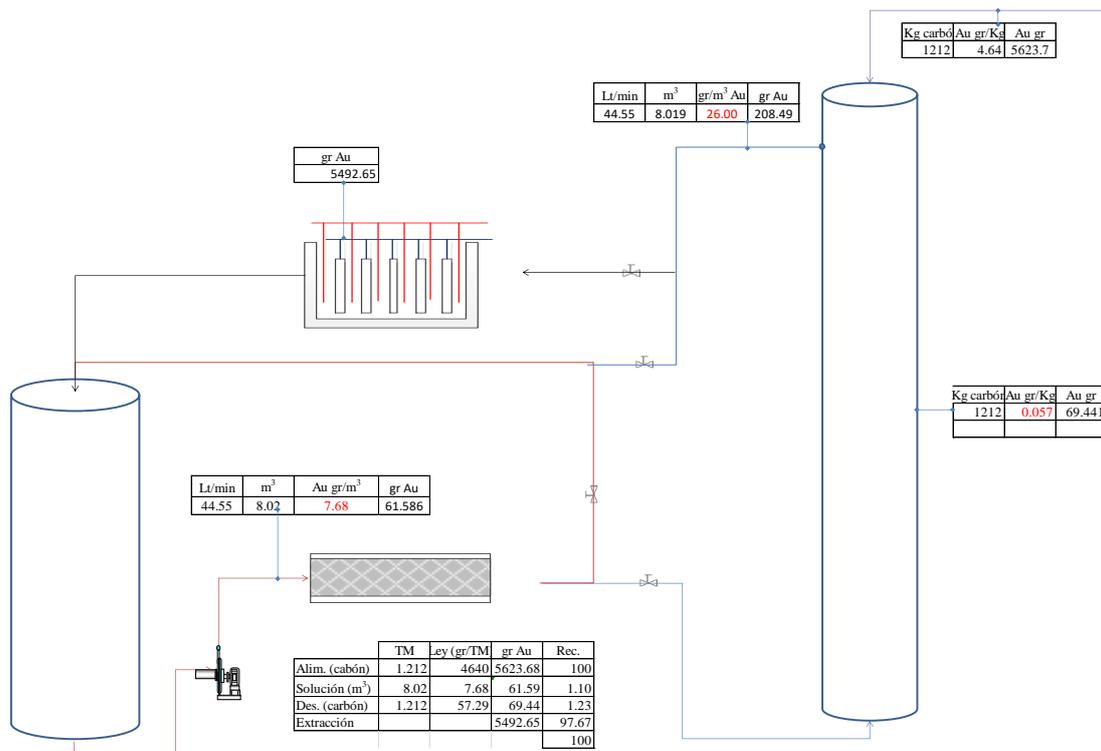
A-25: Extracción de oro de carbón.



A-26: Diagrama de flujo de la planta de beneficio SOTRAMI S.A.



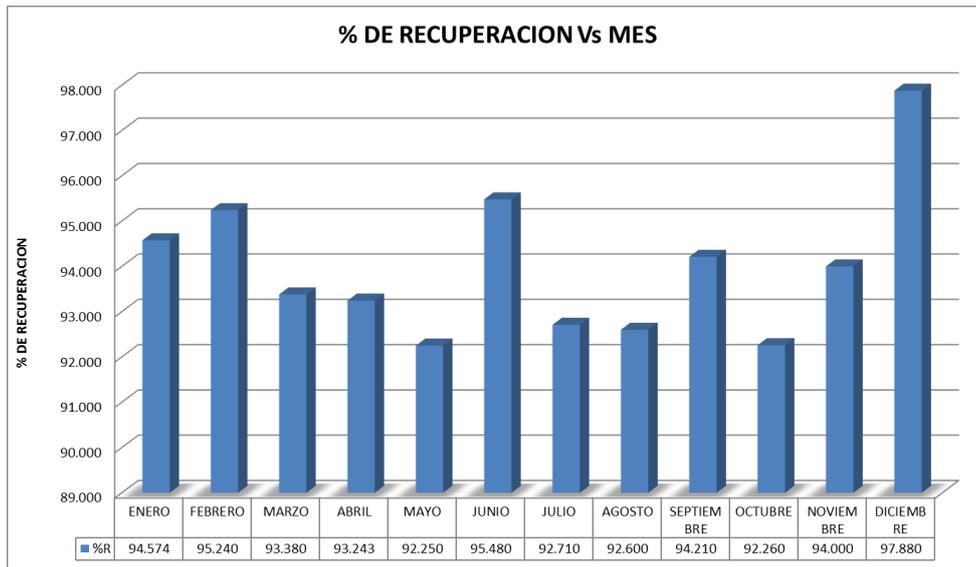
A-27: Diagrama de flujo de balance de carga circuito de extracción y adsorción de planta de beneficio SOTRAMI S.A.



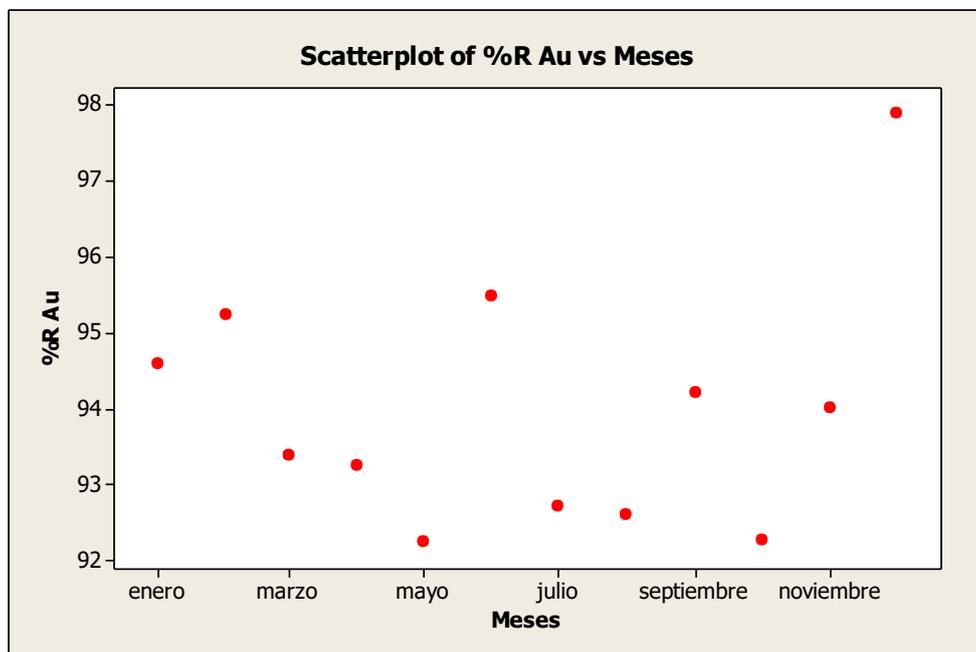
A-28: Proceso de desorción y electrodeposición

A-29: Resumen de producción 2012

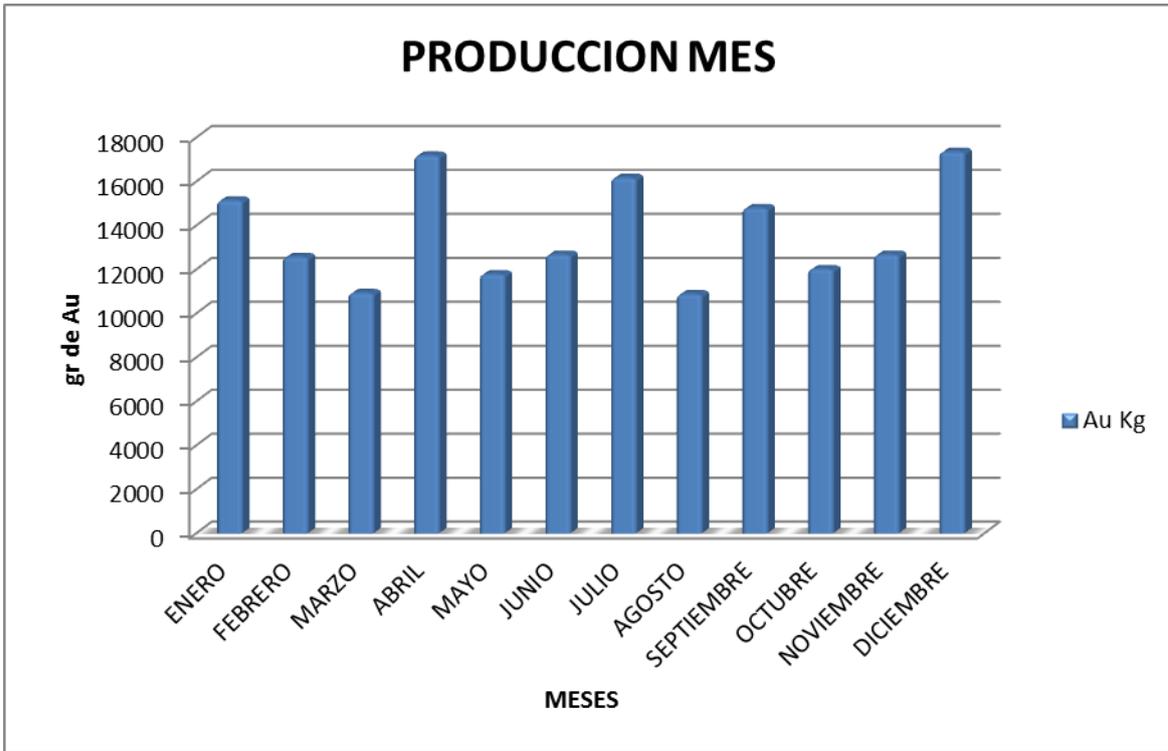
RESUMEN DE PRODUCCIÓN 2012											
	TON	PROMEDIO DE LEY ANALIZADA	PROMEDIO LEY	FINO	PROM. LEY CALCULADA	FINO ENTREGADO	RECUPERACION	AMALGAMA	PAD	CIANURO	famalg.
ENERO	916	23.026	1.842	19806.3	21.623	15142.564	94.574	141.000	699.268	1835	0.154
FEBRERO	899.82	20.5	1.611	17173.1	19.085	12566.820	95.240	395.800	1147.780	2000	0.440
MARZO	1027.63	18.64	1.672	17887.8	17.407	10930.660	93.380	0.000	443.790	2150	0.000
ABRIL	997.47	23.94	2.085	22043.6	22.100	17180.162	93.243	222.200	479.263	2225	0.223
MAYO	825.08	24.05	1.733	18308.8	22.190	11783.390	92.250	0.000	393.100	1850	0.000
JUNIO	952	22.172	1.843	18601.7	19.540	12672.870	95.480	1551.800	886.080	2150	1.630
JULIO	1043.69	23.224	2.116	21948.4	21.030	16167.167	92.710	524.000	498.689	2250	0.502
AGOSTO	963.098	20.47	1.721	18262.9	18.963	10875.270	92.600	0.000	324.226	2600	0.000
SEPTIEMBRE	888.395	20.471	1.588	17133.7	19.286	14793.720	94.210	966.600	868.217	2150	1.088
OCTUBRE	997.93	20.471	1.784	18847.4	18.886	12019.890	92.260	0.000	0.000	2494.82	0.000
NOVIEMBRE	948.12	21.37	1.769	17549	18.509	12671.370	94.000	1501.100	620.924	2370.3	1.583
DICIEMBRE	994	23.697	2.057	23056.6	23.196	17353.174	97.880	1089.700	1045.840	2485	1.096
TOTAL	11453.233		21.820	230619.3		164157.057	93.986	6392.200	7407.177	26560.12	0.558



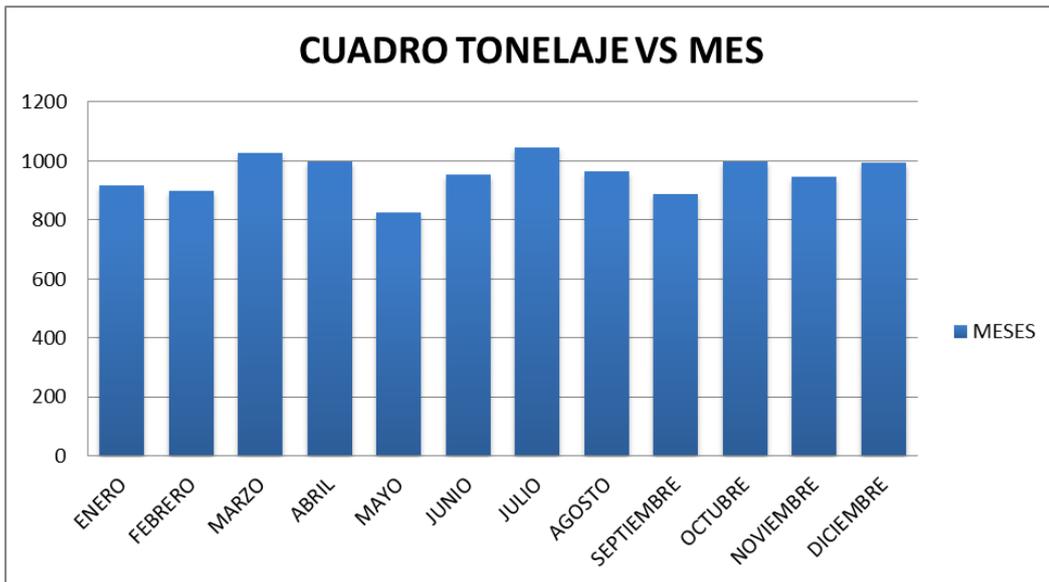
A-30: Diagrama de barra recuperación de oro 2012



A-31: Recuperación de oro 2012



A-32: Producción de oro 2012



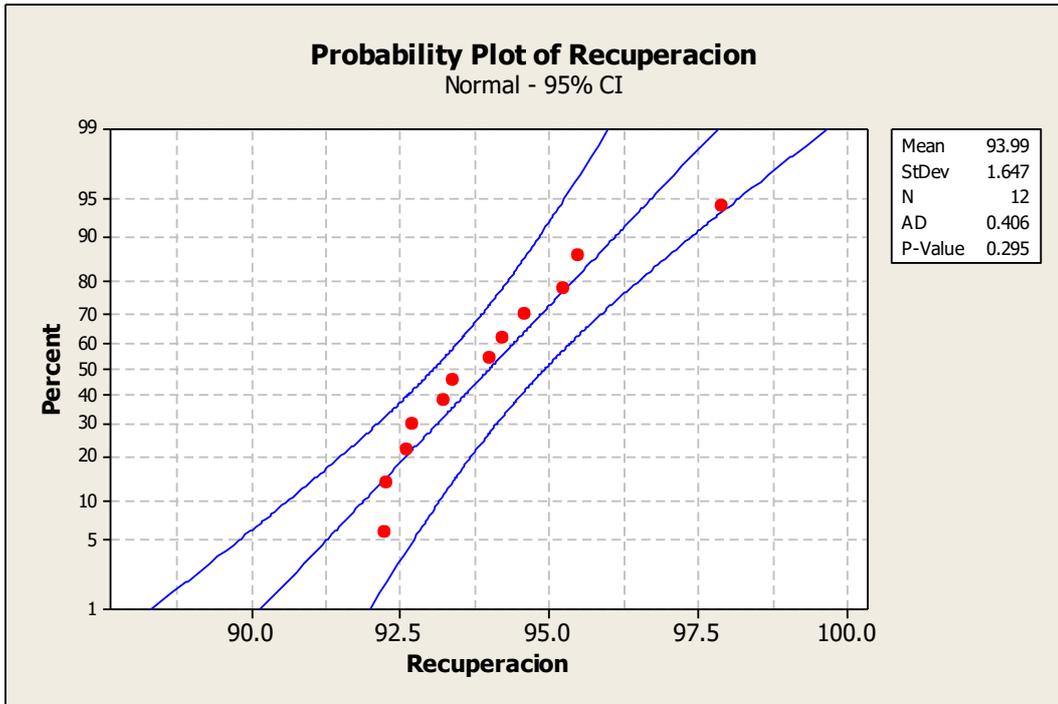
A-33: Tonelada tratado 2012

A-34: Mineral tratado noviembre 2012

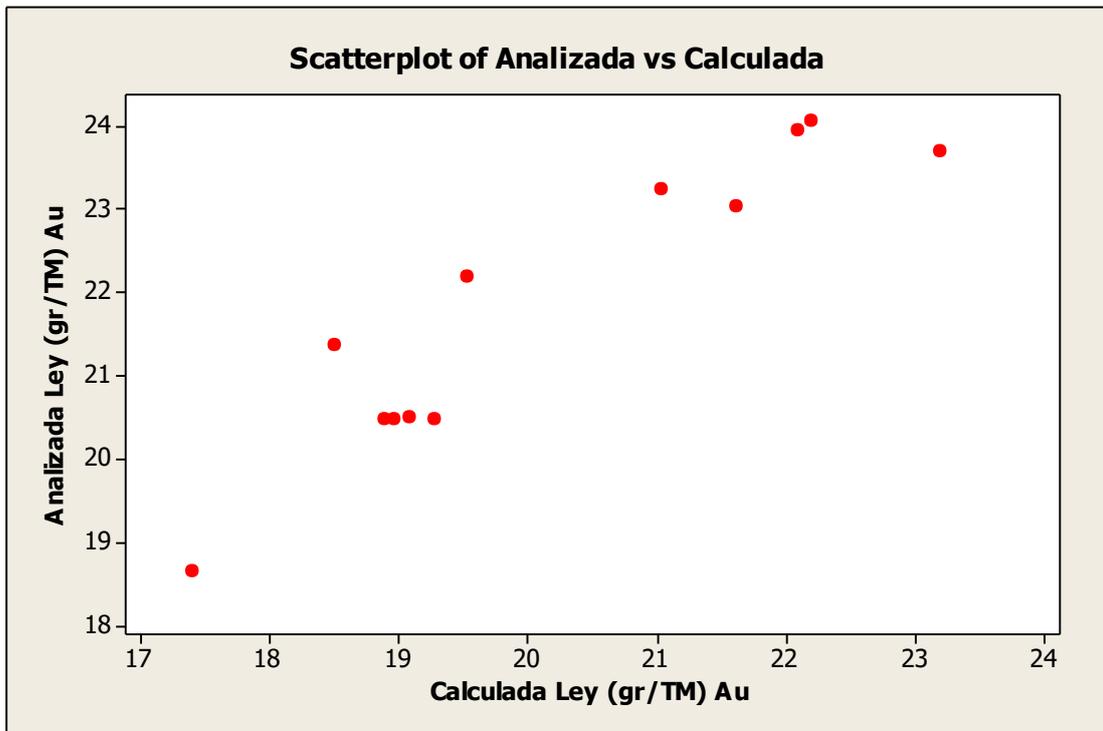
Mineral tratado:	948.12	TMS
Ley promedio :	21.37	gr/TM
Fino ingresado en cabeza :	20261.33	gr
Fino recuperado en el mes :	10846.8	gr
Fino aportado por amalgama:	1501.1	gr
Total recuperado en el mes :	17549.0	gr
Recuperación de finos pad:	620.924	gr
Total de finos entregados	12671.37	gr
Au de carbón comprado		gr
Recuperación de proceso :	94	%
Recuperación proceso más desorción	99.7	%
Total finos comprados	2845.4	gr

A-35: Consumo de insumos en planta-noviembre 2012

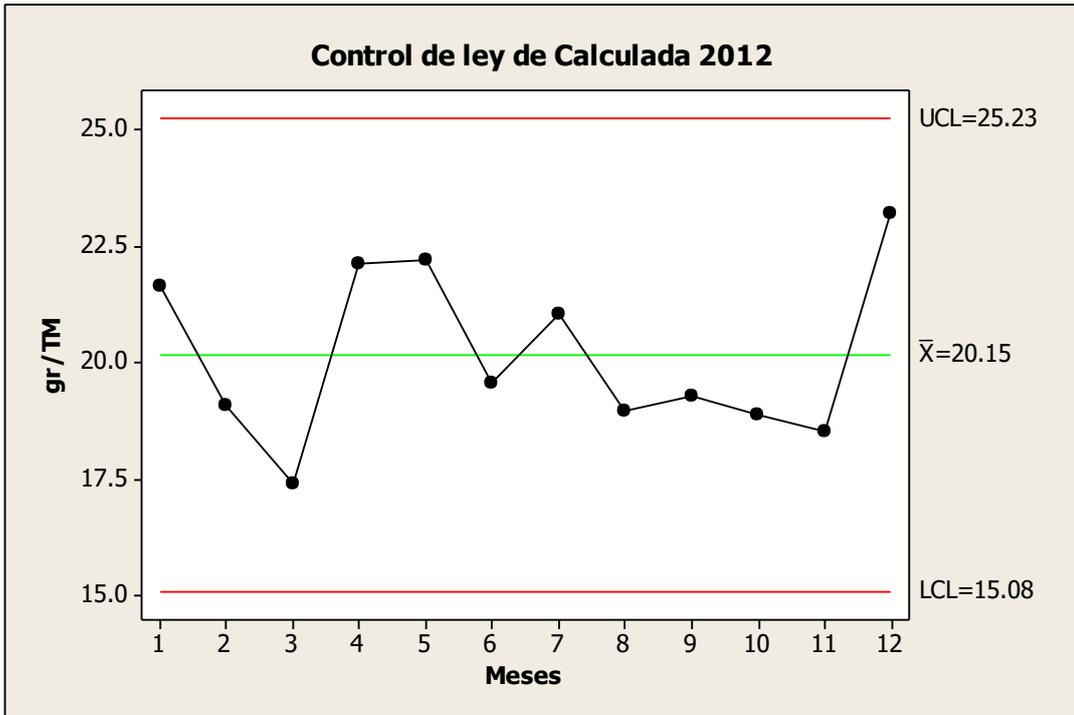
INSUMO	CUNSUMO TOTAL		CONSUMO UNITARIO	
CIANURO DE SODIO	2370.3	Kg	2.5	Kg/TM
SODA CAUSTICA	280	Kg	0.295321	Kg/TM
PETROLEO	5415	Gal	5.711302	Gal/TM
AGUA	1292.6	m ³	1.36333	m ³ /TM
BILLAS	1400	Kg	1.476606	Kg/TM
CARBON	12	Kg	0.012657	Kg/TM



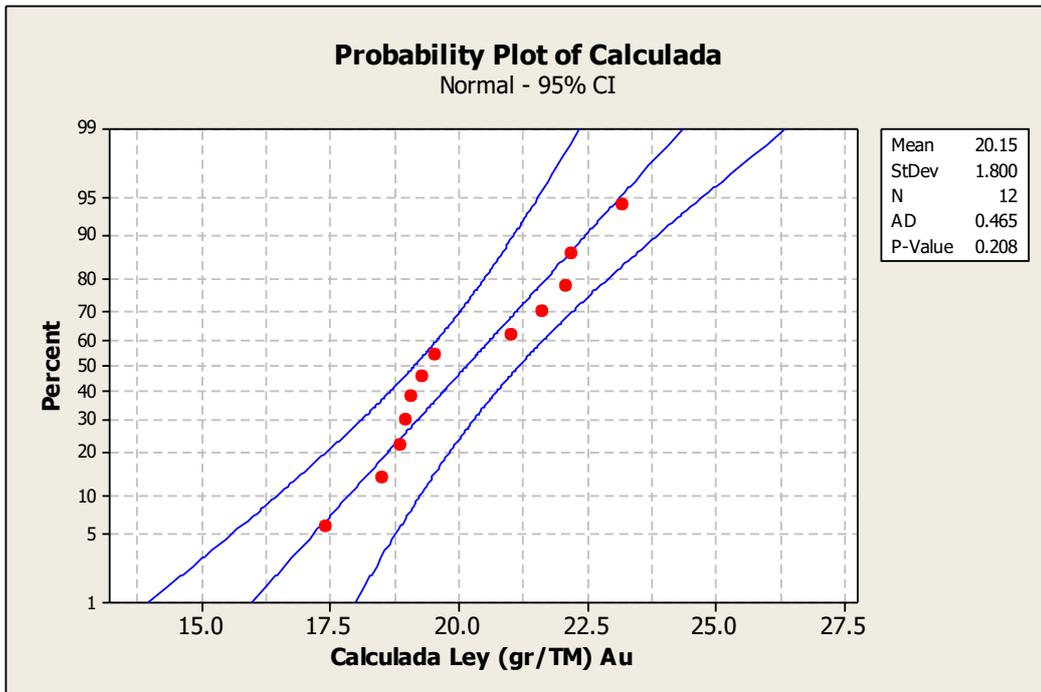
A-36: Control de recuperación de oro 2012



A-37: Ley de oro analizada y calculado 2012



A-38: Control de la Ley de oro calculado 2012



A-39: Control de probabilidad de recuperación de oro 2012



Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA y METALURGICA



JURADO EVALUADOR

DE LA TESIS INTITULADA:

“Implementación de un Convertidor de Corriente para Mejorar la Recuperación de Oro y Plata en las Celdas Electrolíticas en la Empresa Minera SOTRAMI S.A”

Dr. Sánchez Guzmán Alberto Irhaam
C.I.P. N° 19681
Presidente

Dr. Máximo Tomas Salcedo Meza
C.I.P. N° 15140
Secretario

Ing. Jaime Imán Mendoza
C.I.P. N° 108834
Vocal

Ing. Ricardo Bernuy Casahuaman
C.I.P. N° 108834
ASESOR

