UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE PROCESOS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

RECUPERACIÓN DE ORO DE LA SOLUCIÓN BARREN PROVENIENTE DEL PROCESO CIP MEDIANTE UN SISTEMA DE COLUMNAS

Tesis presentada por el bachiller:
ROBERTO CARLOS CAPAC ALARCÓN

Para optar el título profesional de
INGENIERO METALURGISTA

Arequipa – Perú
2016

PRESENTACIÓN

SEÑORES CATEDRÁTICOS MIEMBROS DEL JURADO CALIFICADOR:

Tengo el honor de dirigirme a ustedes con el propósito de poner a su consideración el trabajo de tesis titulado: **"RECUPERACIÓN DE ORO DE LA SOLUCIÓN BARREN PROVENIENTE DEL PROCESO CIP MEDIANTE UN SISTEMA DE COLUMNAS"** con el cual pretendo optar el título profesional de ingeniero metalurgista.

Teniendo en cuenta la fluctuación del precio del oro es que opte por desarrollar una investigación sobre la recuperación de una solución aparentemente no beneficiosa económicamente; sin embargo después de haber analizado y estudiado es que me convencí que con dicho procesamiento iba a generar una utilidad aceptable, teniendo en cuenta la ley de 1,021 gr de Au/m^3 que tenía la solución barren.

Deseando que vuestra justa apreciación evalué el esfuerzo realizado, espero cumplir con los requerimientos del reglamento vigente.

Arequipa, Setiembre del 2016

Bachiller: Roberto Carlos Capac Alarcón

DEDICATORIA

- Por estar conmigo en las buenas y en las malas. Por estar siempre dispuesta cuando necesitaba de ti. Por confiar en mi cuando yo no confiaba ni en mí mismo. Por tu fe sin límites y tu amor infinito.
  Gracias mamá Rosario

- Aunque vaya al fin del mundo y te traiga el regalo más caro, sé que no podrá pagar todo lo que has hecho por mí, todo lo que has sufrido y las privaciones por las que has pasado para hacerme todo un profesional.
  Gracias papá Cirilo

- A medida que crecía, actuaban como si no les preocupase, pero siempre supe que me cuidaban y estaban allí. Me siento realmente afortunado de saber que son mis hermanas. Sé que no soy muy expresivo, pero quiero que sepan que cuentan conmigo; hoy, mañana y siempre.
  Gracias Giulianna y Rubid

- Eres una jovencita muy inteligente, estoy seguro que llenarás de orgullo en el futuro a toda la familia. Tienes toda la vida por delante. Te quiero mucho y voy a velar por ti siempre.
  Gracias Camila

- Quiero que sepas que después de mi madre, eres quien ocuparía su lugar si ella no estuviera. Siempre me has tratado de una forma que me has hecho sentir como si fuera tu hijo. Me siento dichoso de tener una tía como tú.
  Gracias tía Ruby

- Pienso en ti porque no te puedo olvidar y porque aún en mi corazón vive la esperanza de que algún día me vuelvas a buscar y si eso sucede será uno de los días más hermosos de mi vida.
  Gracias papá Panchito

- No sabía que se podía querer tanto a una mascota, hasta que tuve uno. Quizá uno de los momentos más duros de mi vida fue contigo. Salir adelante a pesar de las dificultades es algo que demuestras día a día. A pesar que no puedes hablar, sé que eres muy feliz.
  Gracias Jack

ÍNDICE GENERAL

Presentación
Dedicatoria
Índice general iv
Índice de figuras y gráficos ix
Índice de tablas xi
Problema xii
Justificación xiii
Hipótesis xiv
Objetivos xv
Introducción xvi

CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES

1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO A LA PLANTA 17
1.2.- FISIOGRAFÍA Y CLIMA 19
1.3.- ASPECTOS GEOLÓGICOS Y MINERALIZACIÓN DE LA ZONA 20
1.3.1.- Geología general 21
1.3.2.- Geología local 21
1.3.3.- Geología regional 21
1.3.4.- Génesis del yacimiento 22
1.4.- MINERALOGÍA Y PARAGÉNESIS 22
1.5.- EXPLOTACIÓN DE MINAS 24
1.5.1.- Marco Teórico 24
1.5.2.- Planeamiento 25
1.5.3.- Métodos de Minado 25
1.6.- TRATAMIENTO METALÚRGICO DEL MINERAL EXTRAÍDO 26
1.6.1.- Almacenamiento y chancado 26
1.6.2.1.- Chancado primario 26
1.6.2.2.- Chancado secundario 26
1.6.2.- Molienda 27

1.6.2.1.- Circuito Nº 1 27
1.6.2.1.- Circuito Nº 2 28
1.6.3.- Flotación 30
1.6.4.- Remolienda 32
1.6.5.- Amalgamación 33
1.6.6.- Cianuración y precipitación 33
1.6.7.- Fundición 37
1.7.- LAS ARENILLAS – RELAVE 38
1.7.1.- Características 39
1.7.2.- Preparación para su cianuración 39
1.8.- RELAVE DE LOS TANQUES PACHUCA 40
1.8.1.- Características 40

CAPITULO II: PROCESO DE CIANURACIÓN DEL ORO

2.1.- INTRODUCCIÓN 41
2.2.- EL CIANURO 41
2.2.1.- ¿Qué es el cianuro? 41
2.2.1.1.- *Hidrólisis del ácido cianhídrico (HCN) e ion cianuro (CN^-)* 42
2.2.2.- Historia del uso del cianuro en la minería 44
2.2.3.- Producción y manipulación del cianuro 45
2.2.4.- El cianuro en soluciones 47
2.2.4.1.- Cianuro Total 47
2.2.4.2.- Cianuro libre 47
2.2.4.3.- Compuestos simples de cianuro 49
2.2.4.4.- Compuestos complejos de cianuro 49
2.3.- LA CAL 49
2.3.1.- ¿Qué es la cal? 49
2.3.2.- Importancia en el proceso 50
2.4.- CONCEPTOS BÁSICOS DE LA DISOLUCIÓN DEL ORO 50
2.5.- REACCIONES DE DISOLUCIÓN DEL ORO EN SOLUCIONES DILUIDAS DE CIANURO DE SODIO 51

2.6.- CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DEL ORO 51
2.7.- PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN A LA DISOLUCIÓN DEL ORO 54
2.7.1.- Tamaño de partícula 54
2.7.2.- Concentración de cianuro 55
2.7.3.- Concentración de oxigeno 55
2.7.4.- Temperatura 56
2.7.5.- Alcalinidad de la solución 57
2.7.6.- El pH y Eh en la cianuración 58
2.8.- INFLUENCIA DE COMPUESTOS EXTRAÑOS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN 59
2.9.- SOLUCIÓN BARREN 60

CAPITULO III: TECNOLOGÍA DEL CARBÓN ACTIVADO EN LA METALURGIA DEL ORO

3.1.- GENERALIDADES 62
3.2.- ¿QUÉ ES EL CARBÓN ACTIVADO? 63
3.3.- ACTIVACIÓN DE CARBONES 63
3.4.- VARIABLES QUE AFECTAN LA ADSORCIÓN DEL ORO EN EL CARBÓN ACTIVADO 64
3.4.1- Efecto del carbón 64
3.4.2- Efecto de la concentración del oro 65
3.4.3- Efecto del pH 66
3.4.4- Efecto de la concentración del cianuro 67
3.4.5- Efecto de la temperatura 67
3.5.- TÉCNICAS DE ADSORCIÓN 67
3.5.1.- Carbón el Pulpa (CIP) 67
3.5.2.- Carbón en lixiviación (CIL) 70
3.5.3.- Carbón en columnas (CIC) 72
3.6.- CINÉTICA DE ADSORCIÓN 74
3.7.- DESORCIÓN DEL ORO DEL CARBÓN 77
3.7.1.- Equipo de calentamiento 78

3.7.2.- Columnas de desorción 78
3.7.3.- Cinética del proceso 78
3.7.4.- Métodos de desorción 80
3.7.4.1.- *Proceso Zadra* 80
3.7.4.2.- *Proceso con alcohol* 81
3.7.4.3.- *Proceso a alta presión* 82
3.7.4.4.- *Proceso Anglo - Americano* 82
3.8.- REACTIVACIÓN DEL CARBÓN 83
3.9.- ELECTRODEPOSICIÓN DEL ORO 85
3.9.1.- Efecto del método de elución 86
3.9.2.- Efecto de las variables del proceso 86
3.9.3.- Química y mecanismo del proceso 87
3.10.- REDUCCIÓN DE ORO A PARTIR DE SOLUCIONES CIANURADAS 88

CAPITULO IV: DESCRIPCIÓN Y PARTE EXPERIMENTAL

4.1.- MATERIA PRIMA - RELAVE DE CIANURACIÓN 89
4.2.- FLOW SHEET DEL PROCESO CIP PARA OBTENER LA SOLUCIÓN “RICA” 90
4.3.- FLOW SHEET DE LA PLANTA CIC 92
4.4.- ADSORCIÓN EN COLUMNA (CIC) COMO PROCESO ESCOGIDO 95
4.4.1.- Características de las columnas 95
4.4.2.- Características del carbón usado 98
4.4.2.1.- Descripción 98
4.4.2.2.- Características 98
4.4.3.- Características de las bombas 99
4.4.3.1.- Bomba ESPIASA 5x5 (2) 99
4.4.3.2.- Electrobomba autocebante Hidrostal (1) 100
4.4.4.- Flujo de la solución a tratar 100
4.5.- LEYES DE ORO POR ETAPA DEL PROCESO 101
4.5.1.- Resultados y análisis de oro en la solución de cabeza 102
4.5.1.1.- Método para obtener la ley de Oro 103
4.5.2.- Resultados y análisis de oro en la solución de cola 104

4.5.3.- Resultados y análisis de oro en el carbón después de la adsorción 105
4.5.3.1.- Método para obtener la cantidad de oro adsorbido en el carbón 108
4.6.- BALANCE METALÚRGICO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO 110
4.7.- ANÁLISIS DE LA VARIANZA DE UN SOLO FACTOR (ANOVA) 112
4.7.1.- Desarrollo 112
4.8.- ELABORACIÓN DE LA ISOTERMA DE ADSORCIÓN DE ORO EN CARBÓN ACTIVADO PARA EL DISEÑO DE UNA COLUMNA 122
4.8.1.- ¿Qué es una isoterma de adsorción? 122
4.8.2.- Cálculos 122
4.8.3.- Condiciones de operación 122
4.8.4.- Hoja de cálculos 123
4.8.5.- Isoterma de adsorción 123
4.9.- DISEÑO DE COLUMNAS DE CARBÓN ACTIVADO DE LECHO FIJO PARA ADSORCIÓN DE ORO DE SOLUCIONES CIANURADAS 124
4.9.1.- Cálculos 124
4.9.1.1.- Cálculo del flujo teórico de alimentación a la columna 124
4.9.1.2.- Determinación de la carga de carbón activado teórica 124
4.9.2.- Método simplificado para la determinación de la carga de carbón 125
4.9.2.1.- Cálculo 126

CAPÍTULO V: ASPECTOS ECONÓMICOS

5.1.- COSTOS DE OPERACIÓN – PERSONAL 127
5.2.- COSTOS DE OPERACIÓN – INSUMOS 128
5.3.- COSTOS DE OPERACIÓN – ENERGÍA 129
5.3.1.- Combustible 129
5.4.- RESUMEN 130
5.5.- COSTOS 131
5.6.- INGRESOS 131
CONCLUSIONES
BIBLIOGRAFÍA

ÍNDICE DE FIGURAS Y GRÁFICOS

Figura 1-1: Ubicación de San Juan de Chorunga (Century Mining Perú S.A.C.) 18
Figura 1-2: Vista superior de San Juan de Chorunga(Century Mining Perú S.A.C) 23
Figura 1-3: Flow Sheet de Chancado – Planta de Beneficio 27
Figura 1-4: Flow Sheet de Molienda – Planta de Beneficio 29
Figura 1-5: Flow Sheet de Flotación – Planta de Beneficio 31
Figura 1-6: Flow Sheet de Remolienda – Planta de Beneficio 32
Figura 1-7: Flow Sheet de Merrill Crowe – Planta de Beneficio 36
Figura 2-1: Equilibro entre HCN y CN^- en función del pH 44
Figura 2-2: Manipulación del cianuro 46
Figura 2-3: Equilibrio de pH entre CN – HCN 48
Figura 2-4: Curva típica de disolución de oro a 25º C, efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución versus la concentración de cianuro 53
Figura 2-5: Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro 56
Figura 2-6: Efecto de la temperatura en la velocidad de disolución del oro 57
Figura 2-7: Diagrama Eh-pH en el sistema Au-CN-H_2O a 25°C 59
Figura 3-1: Efecto de la granulometría en la velocidad de adsorción 65
Figura 3-2: Efecto del pH en la velocidad de adsorción del oro 65
Figura 3-3: Flow sheet de una Planta de cianuración y extracción del Oro por el método CIP 69
Figura 3-4: Flow sheet de una Planta de cianuración y extracción del Oro por el método CIL 71
Figura 3-5: Flow sheet de una Planta de cianuración y extracción del Oro por el método CIC 74
Figura 3-6: Isoterma de equilibrio de adsorción para cargado de oro sobre carbón 77
Figura 3-7: Isoterma de equilibrio para la distribución de aurocianuro entre el carbón activado y la solución conteniendo NaOH 0,2 M y NaCN 0,2 M a 95°C 79
Figura 3-8: Flow sheet del proceso de desorción Zadra 81
Figura 3-9: Flow sheet del proceso Anglo-Americano (AARL) 83

Figura 3-10: Diagrama de un Horno vertical de regeneración del carbón 84
Figura 4-1: Flow sheet del proceso CIP para obtener la solución “rica” 91
Figura 4-2: Flow sheet de la planta CIC – Vista isométrica 92
Figura 4-3: Flow sheet de la planta CIC – Vista posterior A 93
Figura 4-4: Flow sheet de la planta CIC – Vista posterior B 94
Figura 4-5: Construcción de la planta CIC (1) 96
Figura 4-6: Construcción de la planta CIC (2) 97
Figura 4-7: Construcción de la planta CIC (3) 97

Grafico 4-1: Ley de cabeza de la solución barren que alimenta a la columna N° 1 102
Gráfico 4-2: Ley de cola de la solución barren que sale de la columna N° 3 105
Gráfico 4-3: Gramos absorbidos de oro por día 107
Gráfico 4-4: Gramos absorbidos de oro acumulados por día 107
Gráfico 4-5: Isoterma de adsorción de oro 123
Gráfico 4-6: Isoterma de adsorción de oro (desarrollado 126

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2-1: Contenido de HCN en función del pH 43
Tabla 2-2: Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro 56
Tabla 4-1: Especificaciones del carbón usado 99
Tabla 4-2: Ley de cabeza de la solución barren que alimenta a la columna N° 1 102
Tabla 4-3: Ley de cola de la solución barren que sale de la columna N° 3 104
Tabla 4-4: Cantidad de oro adsorbido en el carbón 106
Tabla 4-5: Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC (1) 110
Tabla 4-6: Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC (2) 111
Tabla 4-7: Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC (3) 112
Tabla 4-8: Datos de operación del circuito Eral – Balance Metalúrgico (1) 114
Tabla 4-9: Datos de operación del circuito Eral – Balance Metalúrgico (2) 115
Tabla 4-10: Datos de operación del circuito del Tanque Verde – Balance Metalúrgico (1) 116
Tabla 4-11: Datos de operación del circuito del Tanque Verde – Balance Metalúrgico (2) 117
Tabla 4-12: Porcentaje de eficiencia de los 3 circuitos 118
Tabla 4-13: Análisis de la varianza – Fórmulas 119
Tabla 4-14: Análisis de varianza de un factor - ANOVA (resumen) 121
Tabla 4-15: Análisis de la varianza de un solo factor – Resultados 121
Tabla 4-16: Cálculos para el diseño de la isoterma (datos obtenidos de la tabla 4-4)…..123
Tabla 5-1: Costos de personal 127
Tabla 5-2: Costos de insumos 128
Tabla 5-3: Consumo de combustible por rublo – Mayo 129
Tabla 5-4: Consumo de combustible por kWh generado – Mayo 129
Tabla 5-5: Precio del petróleo en mayo del 2014 130
Tabla 5-6: Consumo de combustible en Planta – Mayo 130
Tabla 5-7: Costos de operación CIC – Resumen 130
Tabla 5-8: Costo en la operación CIC 131
Tabla 5-9: Ingresos en la operación CIC 132

PROBLEMA

Debido a la inestabilidad del precio del oro es que se necesita aprovechar al máximo la solución barren proveniente de los tanques de cianuracion (CIP) los cuales tienen como materia prima a las arenillas (relave seco almacenado durante años) y el relave de los tanques Pachuca en mínima proporción. Es por eso que se propone procesar esta solución pobre en un sistema de columnas en circuito cerrado, regresando la cola a la relavera.

El flujo de alimentación del barren a las columnas será variable por intervalos de tiempo debido a que dicha solución también es reutilizada en la cianuración del proceso CIP.

Es beneficioso poder utilizar un carbón nuevo para una mayor adsorción, pero tendremos como punto negativo que el barren posee algunas partículas en suspensión (hidróxidos de calcio y algunos metales como cobre y fierro) que también serán capturadas por el carbón.

JUSTIFICACIÓN

Siendo necesario obtener una mayor producción de oro en Century Mining Perú S.A.C. es que resulta trascendente hacer una recuperación de la solución barren proveniente del proceso CIP. El proceso elegido es la cianuración en columna por motivos económicos, ya que solo se debe hacer una adaptación y mejoras a la planta ya existente.

Las expectativas son grandes ya que el único gasto a realizar serán los costos de operación y las horas-hombre. La materia prima que es el barren esta simplemente almacenado en la relavera y su costo es mínimo.

No existirá dificultad alguna en la reestructuración de la planta CIC, ya que años anteriores estaba funcionaba normalmente; y para este proyecto solo tendrá modificaciones (las tuberías) a cargo de los mecánicos que fueron los agentes de armar esta planta desde su origen.

HIPÓTESIS

La solución barren proveniente del relave CIP contiene una cantidad mínima de oro disuelto el cual no pudo ser capturado por el carbón activado. Se quiere lograr una recuperación de dicho barren, es por eso que se opta por la adsorción con columnas (3 reactores) puesto que es un proceso simple y no requiere la adición de algún reactivo (obteniendo un ahorro importante por este tema).

El flujo de alimentación de la solución pobre a las columnas debe ser muy por encima de los 38.76 m^3/día (punto de equilibrio) para que sea económicamente rentable. Además se utilizara un carbón nuevo con lo que se conseguirá una mayor recuperación aurífera.

El punto de equilibrio se obtuvo de los siguientes cálculos:

a) Gasto diario promedio en la obtención de oro por el proceso CIC = 1204 US$/día (costo de la "solución rica" + costos de operación / 25 días de proceso. Dato obtenido de la tabla 5-8)

b) 1 oz de Au = US$ 1230 (actualizado a mayo del 2015)

1 oz → US$ 1230
X → US$ 1204
X= 0.979 oz/día

$$0.979\ \frac{oz}{dia}\ x\ 31.1\ \frac{gr}{oz}\ = 30.44\ \frac{gr}{dia}$$

Ley de Au en la "solución rica" = 1.021 gr/m^3

$$\frac{30.44\frac{gr}{dia}}{1.021\frac{gr}{m^3}} = 29.816\ \frac{m^3}{dia}$$

c) Teniendo en cuenta una eficiencia de adsorción del 70%

$$29.816\frac{m^3}{dia}x\ 1.3 = 38.76\frac{m^3}{dia}$$

OBJETIVOS

- Obtener una mayor recuperación aurífera, aprovechando una solución proveniente del relave de cianuración.

- Describir detalladamente las operaciones realizadas en La Planta de Adsorción, Desorción y Reactivación (Planta ADR) de inicio a fin del proceso.

- Lograr una recuperación simple sin el uso de reactivos de cianuración ni de algún pre-tratamiento.

- Realizar un diseño experimental (ANOVA) para comparar el proceso CIC con otros 2 tratamientos.

- Realizar el diseño empírico de una columna mediante una isoterma de adsorción para obtener las dimensiones del reactor y el peso adecuado de carbón a cargar.

- Hacer un análisis costo-beneficio de la planta CIC para demostrar que económicamente si fue rentable.

INTRODUCCIÓN

Es conocido que debido a las altas y bajas en la extracción y procesamiento de minerales por diferentes motivos como sociales, culturales, ambientales y de reservas del mismo mineral es que se tiene que evaluar nuevas alternativas de recuperación y más aun de un metal valioso como el oro.

Tomando en cuenta esto es que se ha estimado recuperar el oro de la solución barren almacenada en la relavera de cianuración mediante un sistema de columnas, teniendo como parámetros fundamentales el flujo de ingreso de la solución, la ley de cabeza y el carbón activado a utilizar. A dicha solución no se le hará ninguna modificación, es decir mantendrá su concentración de cianuro y su pH de cabeza.

El proceso de cianuración en columna que se realizará consiste en bombear la solución pobre que se encuentra en la relavera que está ubicada a unos 2.5 km de la planta CIC, esta entrará a un cajón que alimentará a una bomba la cual enviara el barren al sistema de columnas que estarán cargadas con carbón nuevo. La solución de salida o “cola” caerá sobre un cajón de alimentación a una bomba que enviara la solución nuevamente a la relavera produciéndose un circuito cerrado.

Los puntos importantes a analizar serán las leyes del barren tanto de “cabeza” como de “cola” para poder hacer un balance metalúrgico de la recuperación de oro. Es necesario también elaborar un diseño experimental (ANOVA de un solo factor) para comparar el proceso CIC con otros 2 tratamientos muy similares a los cuales se les ha denominado “Tanque Verde” y “Eral”. Estos solo difieren de CIC en el diseño del reactor y en el flujo de barren (“solución rica”).

En este proceso destaco la simplicidad del mismo, el ahorro de reactivos de cianuración, así como la no realización de algún pre-tratamiento de la “solución rica”.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO A LA PLANTA

San Juan de Chorunga Arequipa, está ubicado en el flanco occidental de los Andes, el Gran Batolito Costanero del Sur del Perú, en el extremo sur de la “Franja Aurífera”, Nazca – Ocoña, ubicado en el paraje San Juan, Distrito de Río Grande, Provincia de Condesuyos, Región Arequipa.

a.- Coordenadas Geográficas

- “Longitud oeste: 73º 02´ 06’’
- Latitud sur: 16º 54´ 07’’ ”(Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 6)

b.- Coordenadas UTM (punto centro del campamento)

- “8’241.180 Norte
- 709.114 Este” (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 6)

Figura 1-1: Ubicación de San Juan de Chorunga (Century Mining Perú S.A.C.)

Fuente: Google Maps

Su ubicación promedio con respecto al nivel del mar es de 800 m.s.n.m. El acceso desde la ciudad de Arequipa es por la panamericana Sur, hasta la localidad de Ocoña en el Km. 775 de donde se ingresa hacia el este, por la quebrada del mismo nombre, siguiendo la carretera afirmada hasta llegar al poblado de Alto Molino, de dónde se ingresa por la quebrada Chorunga hasta el campamento San Juan.

- "De Arequipa a Camaná 174 Km. Asfaltada
- De Camaná a Ocoña 58 Km. Asfaltada
- De Ocoña (Km. 775) a San Juan de Chorunga 82 Km. Afirmada" (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 6)

1.2.- FISIOGRAFÍA Y CLIMA

La mina está emplazada en la unidad geomorfológica denominada "Meseta Costanera". Esta unidad se caracteriza por tener un relieve suavemente ondulado formando una altiplanicie con algunas elevaciones pequeñas comprendidas entre las altitudes de 1,200 y 2,400 m.s.n.m.; se extienden paralelamente a la mina, de la costa y han sido cortadas por profundas quebradas hacia el este por la quebrada seca de Chorunga y al oeste por el río Ocoña.

En el lugar de las labores mineras la topografía es moderadamente accidentada debido a que ha sido hundida por una quebrada poco profunda y de gran pendiente que baja en dirección sureste hasta desembocar a la quebrada de Chorunga; las laderas de esta quebrada secundaria presenta superficies de erosión perfectamente delineada y llegan a formar pequeños acantilados bien pronunciados.

El clima es pre-árido y semi-cálido, propio del clima sub-tropical costanero (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 7)

Las características meteorológicas en San Juan de Chorunga son las siguientes:

La variación de la temperatura es:

- "Máxima en Verano: 25ºC
- Mínima en Verano: 15ºC

- Máxima en Invierno: 18ºC
- Mínima en Invierno: 6ºC” (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 7)

La precipitación durante el año varía de la siguiente manera:

- “Precipitación mensual máxima extremo: 4 mm
- Precipitación promedio mensual: 2 mm
- Precipitación mensual mínima: 0.3 mm
- Precipitación anual: 24 mm” (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 7)

La humedad relativa promedio mensual: 75%

La evaporación varía en rangos de:

- “Evaporación mensual máxima: 141.4 mm
- Evaporación mensual mínima: 107.9 mm
- Evaporación promedio mensual: 123.2 mm” (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 7)

1.3.- ASPECTOS GEOLÓGICOS Y MINERALIZACIÓN DE LA ZONA

En el lugar de las labores mineras, la topografía es moderadamente accidentada, debido a que ha sido disectada por quebradas poco profundas y de gran pendiente que bajan en dirección sur - este hasta desembocar en la quebrada de Chorunga (Falla San Juan y Falla Campamento).

Las laderas de estas quebradas secundarias presentan superficies de erosión perfectamente delineadas y llegan a formar acantilados bien pronunciados.

1.3.1.- Geología general

La mineralización en San Juan de Chorunga se presenta en vetas y son de origen hidrotermal asociado al magmatismo calco alcalino, las vetas son filones de rellenos

en grietas, de ruptura que pertenecen a un sistema de fallas WNW-ESE o E-W emplazados en el intrusivo tonalítico Incahuasi del Segmento Arequipa (Batolito Costanero).

La mineralización corresponde a facie mesotermal inferior a hipotermal superior, por lo que define que son depósitos epigenéticos primarios e hipógenos.

En las vetas, la mineralización está constituida por un filón de cuarzo lechoso, ferruginoso de color pardo rojizo y cuarzo que contiene micro venillas y agregados escamosos de clorita y limonita, asociado a concentraciones de pirita, calcopirita, galena, pirrotita y oro nativo que se presentan como inclusiones en la pirita, en el cuarzo como granos localizados en la estructura pirita – cuarzo (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 11).

1.3.2.- Geología local

En la zona de San Juan de Chorunga afloran rocas ígneas intrusivas de composición variable debido a diferentes momentos de inyección magmática dando origen a dioritas, granodioritas, tonalitas que pertenecen a la formación del Batolito de la costa.

En el cauce del rió Chorunga se aprecian rocas conglomeráticas no consolidadas, perteneciente al cuaternario, con formación de depósitos fluvioaluviales con presencia de fragmentos rocosos, heterogéneos, angulares y subangulares, gravas, arenas y arcillas sin estratificación definida (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 11).

1.3.3.- Geología Regional

Se ha analizado y evaluado las características geotécnicas y geodinámicas de las unidades litológicas que afloran en el unidad minera de San Juan de Chorunga y alrededores, teniendo como rocas más antiguas a las rocas del complejo basal, rocas sedimentarias, rocas volcánicas y rocas intrusivas pertenecientes al Batolito de la costa del cretáceo superior y rocas volcánicas del terciario superior y depósitos Cuaternarios (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 11).

1.3.4.- Génesis del yacimiento

El yacimiento minero de Century Mining Perú S.A.C. es aurífero desde su origen, emplazado en fallas inversas sinestrales, en las que soluciones mineralizantes han formado depósitos de origen hipotermia de tipo filón de fisura, que por sus características mineralógicas y alteración hidrotermal y las relaciones texturales indican que el deposito corresponde a fase mesotermal con alcance hipotermal.

1.4.- MINERALOGÍA Y PARAGÉNESIS

Los minerales predominantes que se han identificado son: Cuarzo y pirita, estas contienen pequeñas ocurrencias de calcopirita, pirrotita, oro libre, eléctrum, calcita, siderita, ortosa, galena, esfalerita, bornita, cubanita, malaquita, melanterita y goethita.

En afloramiento es cavernoso y es donde se alojan las limonitas y donde se puede observar oro libre en diferentes formas. La pirita se presenta en dos formas: una es masiva, de textura agregativa, muy fracturada, de color oscuro (esta es la receptora de oro). La otra es cristalizada, levemente fracturada, color más claro, no contiene inclusión aurífera; el oro libre se encuentra en inclusiones de granos anhedrales (de caras irregulares) dentro del cuarzo y en los intersticios de las fracturas que tiene la pirita, también se halla en la zona de oxidación y en la zona de sulfuros primarios.

Figura 1-2: Vista superior de San Juan de Chorunga (Century Mining Perú S.A.C.)

Fuente: Google Maps

1.5.- EXPLOTACIÓN DE MINAS

1.5.1.- Marco Teórico

Cuando se crea una excavación en un macizo rocoso se perturban las tensiones originales y las condiciones de equilibrio, de tal forma que estas nuevas tensiones pueden superar la resistencia del material, produciéndose fenómenos que implican deformaciones permanentes o colapso de las paredes de la excavación.

El concepto de estabilidad de un túnel implica que la excavación ha de preservar su forma, dimensiones y permanecer durante un periodo de tiempo definido en condiciones de plena operatividad.

Se considera entonces que la excavación es estable cuando, durante su uso, su periferia (con o sin sostenimiento) está sujeta a desplazamientos menores de los permitidos por motivos técnicos, económicos o de seguridad.

El significado de inestabilidad está relacionado con el uso de la excavación, de forma que en excavaciones que han de tener una corta vida (como algunos frentes de mina) no es trascendente que exista una completa inestabilidad después de un tiempo, mientras que una excavación para una central hidroeléctrica o un túnel, incluso una pequeña inestabilidad es muy importante.

La inestabilidad de una excavación está relacionado con el comportamiento del medio en que se practica, pues si una excavación es realizada en:

- Un medio elástico, sólo aparecen grandes deformaciones elásticas para niveles de tensión muy grandes.

- Medio elástico-plástico (perfecto o con reblandecimiento) pueden aparecer deformaciones muy grandes (y permanentes) a niveles de tensión relativamente moderados.

- Un medio figurado puede haber deslizamiento y separación de bloques (Ximena Mining Group S.A.C. 2011: 14).

1.5.2.- Planeamiento

San Juan de Chorunga es una mina de oro, con una producción aproximada de 420TM /día, la extracción se produce por medio de winches ubicados en un pique inclinado por donde también se transporta materiales y suministros, que luego es trasladado a planta de tratamiento por medio de locomotoras

La mina se divide en tres zonas de producción, estos son veta San Juan, veta Mercedes y veta Yesica. Anteriormente el método consistía en la construcción de galerías en los niveles principales los cuales servían como labor de extracción para los tajeos en la parte superior, se dejaba un puente con el primer corte de 3 metros aproximadamente, el acceso a estas galerías como a los tajeos eran por chimeneas.

El relleno que se emplea es el detrítico por transferencia y las secciones de las galerías es al ancho de las vetas, que podría ser 1.8m a 2.4m en ancho y de alto 1.8m, el ancho de explotación en los tajeos varía desde 1.8m hasta 3 metros.

1.5.3.- Métodos de Minado

La Mina San Juan de Arequipa viene siendo explotada por el método de minado corte y relleno ascendente por breasting (corte y relleno con taladros horizontales) y realce, la extracción es realizada por medio de winches ubicados en un pique inclinado que además se utiliza para traslado de servicios y suministros varios, el mineral es posteriormente ubicado en locomotoras y finalmente transportado hacia la planta de tratamiento.

Fundamentalmente se trabaja en roca de tipo granodiorita, las operaciones en la Mina están distribuidas en las tres vetas principales; veta San Juan, veta Mercedes y veta Yesica. Es importante destacar que el método de minado en

breasting se realiza en terrenos de roca de tipo malo a regular y el método de minado con realce en terreno de roca de tipo regular a bueno.

1.6.- TRATAMIENTO METALÚRGICO DEL MINERAL EXTRAÍDO

1.6.1.- Almacenamiento y chancado

El almacenamiento se realiza en una tolva de gruesos de forma prismática irregular inclinada de 500 TM de capacidad aproximadamente; cuya descarga pasa a través de una parrilla de 6” de abertura hacia otra tolva más pequeña de 120 TM de capacidad, esta mediante una compuerta alimenta a la chancadora primaria.

1.6.2.1.- Chancado primario

La chancadora primaria es de tipo Blake de Quijadas “Allis Chalmers - Comesa” de 10” x 25”, la cual es alimentada por un operador que se encarga de regular la carga.

Esta chancadora reduce el mineral desde 6” hasta 2.5” cuyo producto es descargado a la faja transportadora Nº 1, la cual transporta el mineral hasta un chute que por intermedio de este se alimenta a la Zaranda Nº 1 de 45” x 98” ubicada delante de la chancadora secundaria.

La luz de dicha zaranda es de 5/8”, el producto rechazado (+) pasa a la chancadora secundaria, mientras que el undersize (-) descarga a la faja transportadora Nº2.

1.6.2.2.- Chancado secundario

Es realizado por una chancadora cónica Symons de 3’, la cual es alimentada por el oversize de la zaranda vibratoria, mediante un chute

de descarga; el mineral es reducido hasta un tamaño de ½ “ y descargado a la faja transportadora Nº 2 que conduce el mineral hasta la tolva de finos.

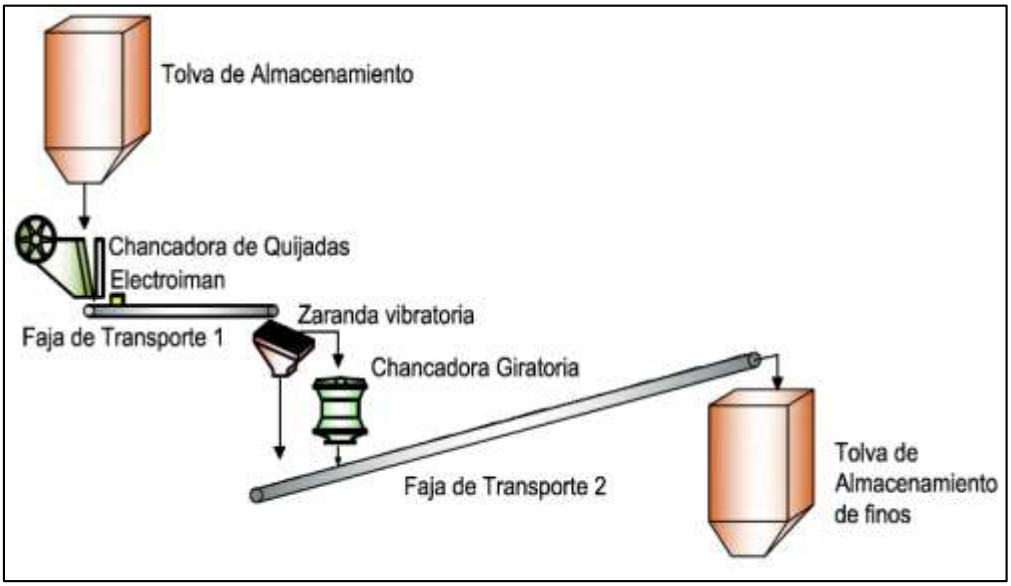


Figura 1-3: Flow Sheet de Chancado – Planta de Beneficio

1.6.2.- Molienda

Se realiza en dos circuitos independientes constituidos de la siguiente manera:

1.6.2.1.- Circuito Nº 1

Su alimentación proviene de una tolva de finos de 140 TM de capacidad mediante una faja transportadora que alimenta al molino de bolas Funcal de 6’x 6’, de descarga libre.

Una vez efectuada la molienda respectiva, el producto descargado pasa por un Jig Denver Duplex de 16” x 24” en el que se realiza la concentración gravimétrica.

Este concentrado Jig es pesado, muestreado y transportado a remolienda; el resto de la pulpa pasa a un hidrociclón D-10, del cual rebosa una densidad de pulpa overflow de 1250 – 1300 gr/Lt y una densidad de pulpa underflow de 1870 gr/Lt. El underflow va como alimentación al molino Comesa de 5’ x 6’ (carga circulante).

En este circuito los reactivos de flotación (depresor Z-6, espumante 250, aerofloat 404) se adicionan en la entrada de ambos molinos y en el clasificador. El overflow del clasificador pasa a un acondicionador 6’x 6’; cuyo rebose constituye la cabeza del circuito de flotación.

1.6.2.1.- Circuito Nº 2

La tolva de finos de 140 TM de capacidad mediante una faja transportadora alimenta al molino de bolas Funcal de 6’x 6’, de descarga libre.

Una vez efectuada la molienda respectiva, el producto descargado es bombeado al hidrociclón D-10, el oversize va hacia el reactor acondicionador de flotación y el underflow se convierte en la cabeza del molino Funcal de 5’ x 6’. La descarga de dicho molino pasa por un Jig Denver Duplex de 16” x 24” en el que se realiza la concentración gravimétrica. Este concentrado Jig es pesado, muestreado y transportado a remolienda. También en este circuito los reactivos de flotación se adicionan en la entrada de ambos molinos y en el clasificador.

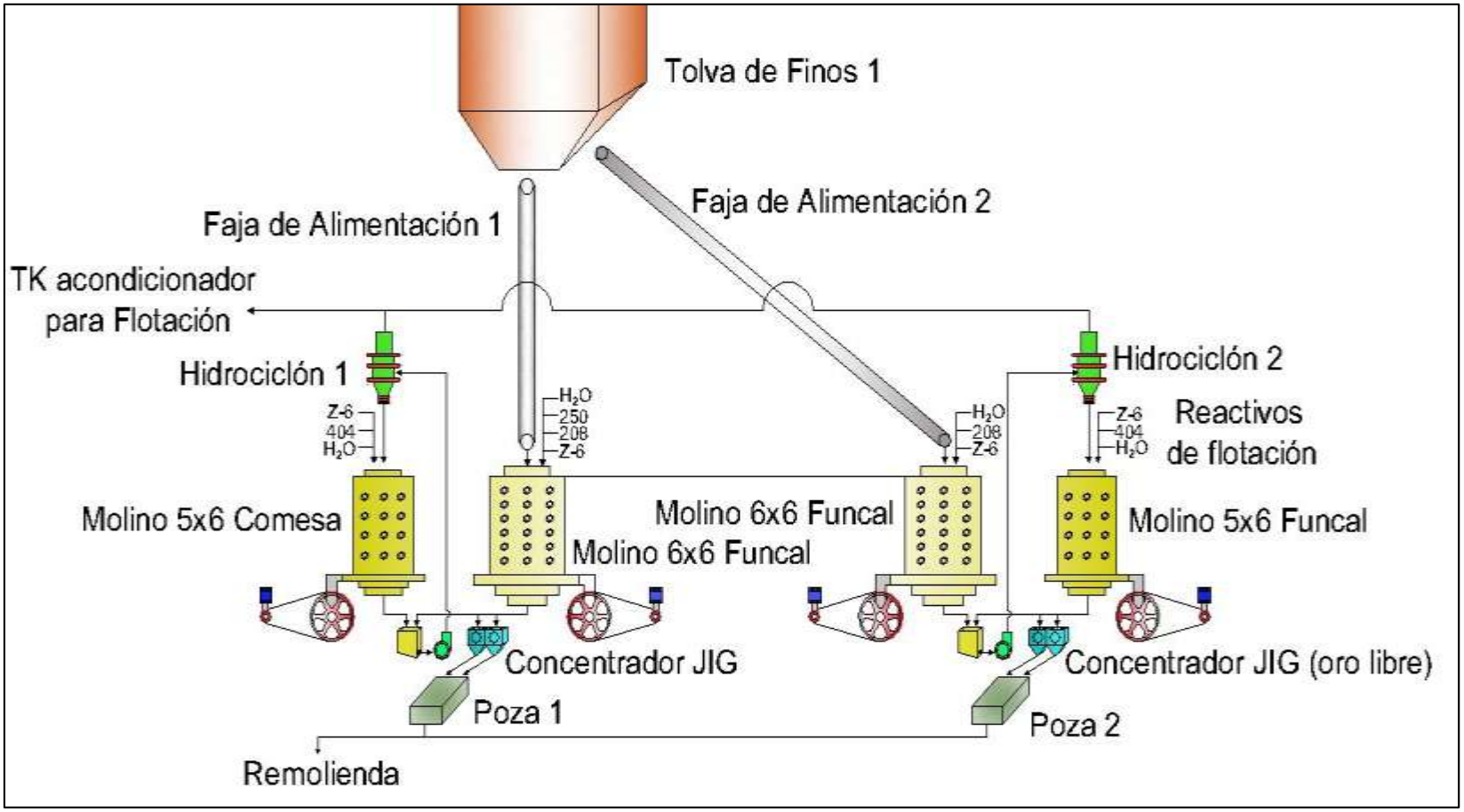


Figura 1-4: Flow Sheet de Molienda – Planta de Beneficio

Nota: Z6 (colector), 404 (colector), 250 (espumante) y 208 (aerofloat promotor) son reactivos de flotación.

1.6.3.- Flotación

“La flotación es el método fisicoquímico, que consiste en la concentración de minerales finamente molidos. Este proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral mediante agentes de flotación que crea condiciones de adherencia de las partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas emergen con los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forman una espuma estabilizada, que es recogida mientras los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa” (Estudios Mineros del Perú S.A.C. s.f.: 145).

En la planta de beneficio se realiza la separación de la pirita aurífera de una mezcla de minerales finamente divididos. Un motor de 12 HP acciona a cada par de celdas Denver Sub - A y Comesa de 32” x 32”.

Cada celda tiene una capacidad de 24 pies^3 aproximadamente; esto depende del porcentaje de solidos de la pulpa, la agitación y velocidad de flotación con la que se trabaja.

El concentrado que se obtiene del proceso de flotación se almacena en dos cochas de cemento de 12’ x 12’ x 3’ que desempeñan la función de un espesador. La humedad se disminuye a un 20% por desalojo manual del agua que sobrenada, cada cocha almacena alternadamente el concentrado de las 24 horas de tratamiento, este concentrado es pesado y muestreado.

Los relaves de flotación son bombeados por una bomba de solidos (pulpas) SRL de 3” x 3” accionada por un motor de 6 HP hacia la relavera.

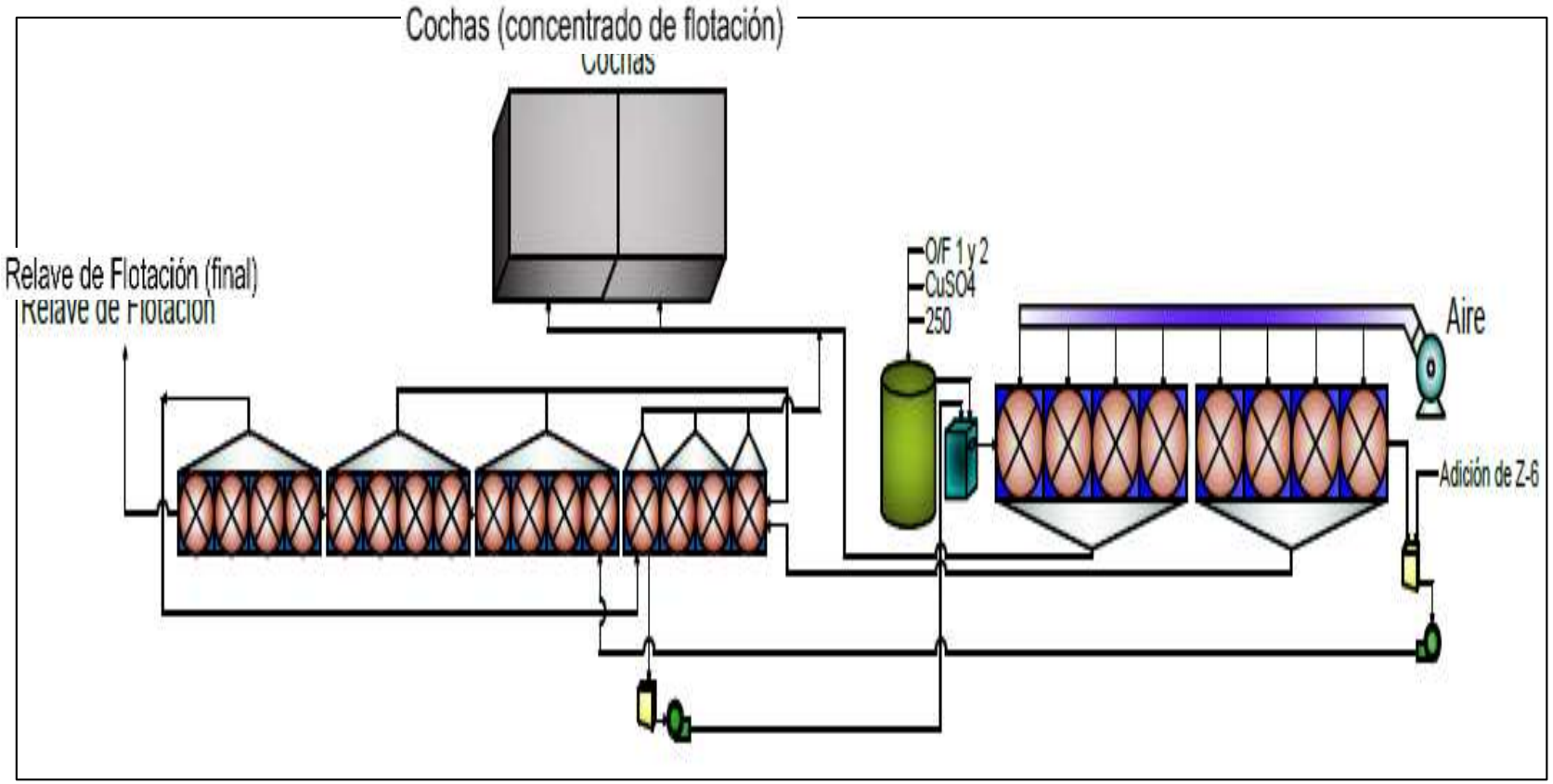


Figura 1-5: Flow Sheet de Flotación – Planta de Beneficio

Nota: $CuSO_4$ (activador) y 250 (espumante) son reactivos de flotación.

1.6.4.- Remolienda

En esta etapa se realiza una segunda molienda del mineral, el concentrado de flotación es bombeado a un molino de bolas Hardige de 24” x 54” y es accionado por un motor de 24 HP. La descarga del molino cónico pasa a través de un amalgamador donde queda atrapado el oro libre, hacia el clasificador de rastrillos Duplex de 17’ x 4’ el cual trabaja en circuito cerrado con el molino.

En la remolienda se agrega 10 Kg de Cianuro de Sodio (NaCN) y 10 Kg de cal, de acuerdo como se va alimentando el concentrado. El rebose del clasificador alimenta a la bomba Wilfley 2” x 2” que bombea el concentrado ya en proceso de disolución aurífera a los tanques Pachuca para su agitación (lixiviación). El concentrado grueso regresa nuevamente al molino cónico.

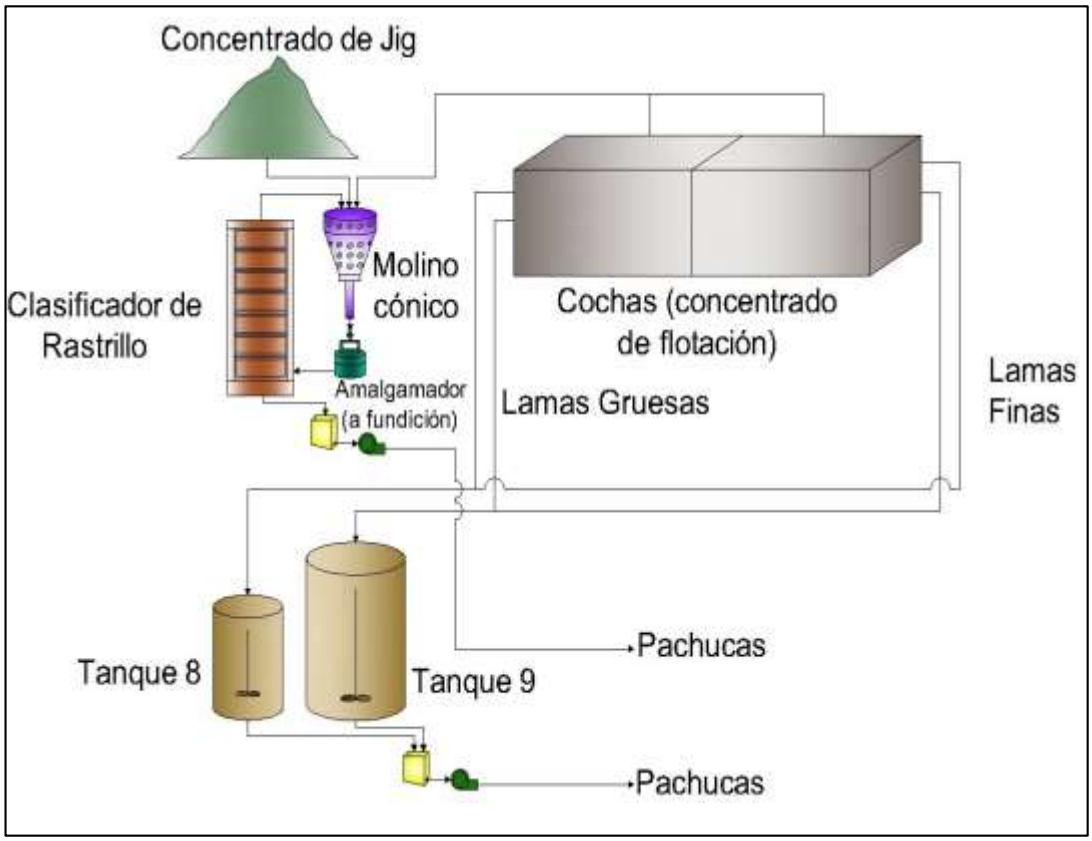


Figura 1-6: Flow Sheet de Remolienda – Planta de Beneficio

1.6.5.- Amalgamación

Se realiza en el amalgamador Wheeler Pan de 20” x 43” el cual recolecta el oro nativo/libre en forma de amalgama durante unas 22 horas/día aproximadamente y con adición diaria de mercurio. El producto de la amalgamación se descarga cada 7 días. Dicha amalgama es lavada y filtrada obteniéndose una esponja de oro la que se lleva a fundición, se destila el mercurio para luego obtener oro fundido y posteriormente refinarlo.

1.6.6.- Cianuración y precipitación

La cianuración consiste principalmente en atacar los minerales de oro con solución diluida de NaCN, conteniendo menos de 1% de Cianuro alcalino añadiendo un pequeño exceso de soda caustica o cal, para neutralizar las partículas que se hubiesen vuelto ácidas por la oxidación de la pirita. Producen una solución de cianuro alcalino en el agua que se hidroliza como sigue:

$$Na\,CN + H_2O \rightarrow HCN + NaOH$$

Sumando las dos ecuaciones obtenemos la reacción propuesta por Elsner:

$$4Au + 8\,CN^- + O_2 + 2H_2O \rightarrow 4\,Au(CN)^-_2 + 4OH^-$$
$$2Au + 4CN^- + H_2O_2 \rightarrow 2\,Au(CN^-)_2 + 2OH^-$$

Posteriormente se realiza la precipitación del oro con polvo de zinc produciendo la siguiente reacción:

$$2Au(CN)_2 + Zn \rightarrow 2Au + Zn(CN)^{-2}_4$$

Para una buena precipitación se añade acetato de plomo y cianuro que actúa como catalizador y fuerza libre respectivamente.

$$(CH_3COO)_2Pb + Zn \rightarrow Pb + Zn(CH_3COO)_2$$

El acetato de plomo reacciona con el zinc según la ecuación anterior, la lixiviación se realiza en 10 tanques Pachuca de la siguiente manera:

- 4 de madera de 3½' de radio por 18' de altura.
- 6 de concreto de 3½' de radio por 22' de altura.

Una vez llenada la pulpa en el tanque se aumenta si es necesario solución Barren para proceder luego con la agitación con aire comprimido. El aire inyectado es necesario para ayudar la acción del cianuro de sodio, este se une al hidrogeno que podría ser liberado y disminuye las pérdidas de cianuro en forma de ácido cianhídrico gaseoso.

El efecto más importante de la extra - aireación de la solución es disminuir el consumo de cianuro, la cianuración tiene una duración de 4 horas en primera solución y 6 horas en cada una de los 3 lavados posteriores (dependiendo de la ley de la solución rica). Antes de iniciar la agitación y después de pararla, se procede a determinar por titulación el porcentaje de cianuro de sodio y cal en la solución. Para determinar el cianuro libre se realiza la titulación con nitrato de plata y se usa Ioduro de potasio como indicador, la reacción es la siguiente:

$$AgNO_3 + 2NaCN \rightarrow AgNa(CN)_2 + NaNO_3$$

Para determinar la cal libre se realiza la titulación con ácido oxálico y se usa fenolftaleína como indicador, produciéndose la siguiente reacción:

$$CaO + H_2C_2O_4 . 2H_2O \rightarrow CaC_2O_4 + 3\ H_2O$$

Luego de la agitación se deja clarificar la solución durante 6 a 10 horas cuando es concentrado, y 12 horas aproximadamente si son lamas; posteriormente pasa la solución limpia a un tanque clarificador y luego a otro tanque de filtros donde 5 telas filtrantes absorben la solución, debido al vacío producido por la bomba neumática. Los filtros (lonas) son cambiados diariamente.

Finalmente la precipitación se realiza en el cono de precipitación de 2’ x 2’ utilizándose el método Merril Crowe. El precipitado oscuro es retenido por los filtros en la caja de precipitación en bolsas y el barren cae a una poza.

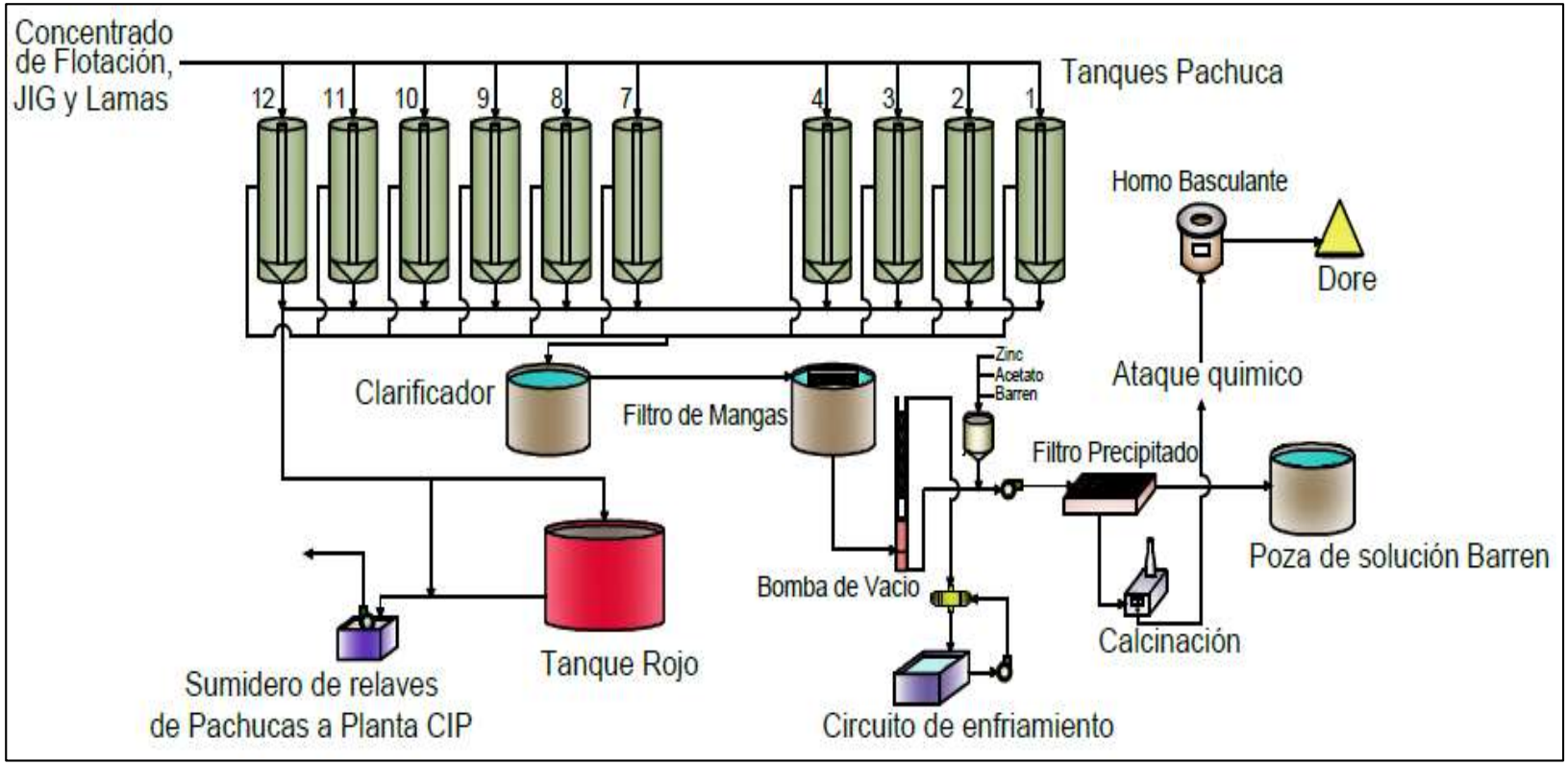


Figura 1-7: Flow Sheet de Merrill Crowe – Planta de Beneficio

1.6.7.- Fundición

La descarga de los precipitados se realiza cada 7 días, y se procede a vaciar el contenido de las bolsas en dos bandejas metálicas. Se elimina la humedad en un horno de secado, con quemador de petróleo de baja presión. Las bolsas que siempre tienen adheridos valores, son quemadas y sus cenizas incorporadas al precipitado seco. Cuando se trata de 100 Kg. de precipitado, los fundentes y reactivos utilizados para la fundición tienen la siguiente composición:

- Fundente empleado: Bórax Granulado = 70% sobre el peso del precipitado.
- Carbonato de sodio = 10% sobre el peso del precipitado.
- Nitrato de sodio = 10% sobre el peso del precipitado.
- Sílice = 10% sobre el peso del precipitado.

La fundición se realiza en un horno basculante tipo crisol Nº 200; que puede cargarse hasta 50 kilos por fundición. La fundición se comienza calentando el horno previamente, con el quemador de petróleo de baja presión que trabaja con aire comprimido por un compresor de aire. Una hora después, cuando se ha logrado el calentamiento al rojo vivo (1000 ºC), se introduce la mezcla fundente y se lleva hasta 1300 ºC a fin de dar más velocidad al período de fundición, el horno debe ser movido sobre su eje horizontal de giro, hasta casi la posición de vaciamiento, permaneciendo así por 10 min.

Luego se debe mover al lado contrario hasta una posición similar, esta operación se repite hasta que el metal este por encima de la temperatura de fusión y entonces se descarga sobre una lingotera en forma de cono, obteniéndose así bullón cónico bastante limpio.

Tanto la esponja de oro obtenido de la destilación de la amalgama y este bullón cónico se vuelven a fundir con un poco de bórax, para limpiar aún más la barra, y luego se vierte a una lingotera rectangular, obteniendo así el bullón aurífero que constituye la barra que es muestreada, pesada y ensayada.

La barra obtenida tiene las siguientes leyes promedio:

- Au = 85.07 %
- Ag = 8.56 %.
- Cu, Pb, etc. = 6.27 %

Las escorias resultantes de la fundición tienen 0.25 % Au promedio. Estas se juntan de varias fundiciones y son pulverizadas en un molino de bolas de 2' x 3', se le añade agua y mercurio. Después de 1 hora la amalgama obtenida es lavada, filtrada y llevada a la fundición.

1.7.- LAS ARENILLAS – RELAVE

Se le denomina arenillas a los residuos después del proceso de amalgamación (entiéndase a la recuperación de oro por medio del mercurio). Dicha pulpa sobrante tiene un contenido aurífero aun económicamente aprovechable puesto que el mercurio solo logra capturar el oro libre, más no el oro encapsulado en la pirita.

En San Juan de Chorunga hubo bastantes mineros informales (hoy en menor cantidad) los cuales aplicaban el método de amalgamación generando bastantes arenillas que se fueron acumulando en distintos espacios con el transcurrir de los años.

Al haber pasado tanto tiempo las arenillas tuvieron algunos cambios; el primero es que pasaron a un estado ácido porque las sales del subsuelo filtraron las arenillas

y les cambiaron su pH (la lluvia también influyó). El segundo es que lógicamente por el tiempo su humedad disminuyo a un 2% de promedio.

Estas “arenillas acidas” son más o menos un 80% de la materia prima para el proceso CIP y el otro 20% es de arenillas de acopio que son traídas de zonas aledañas a la planta.

1.7.1.- Características

Las arenillas ácidas tienen una ley promedio de 2 - 3 gr/TM y una granulometría de 60% malla – 200. Su humedad promedio es de 2% y tiene una gravedad específica de 3 Kg/Lt. La otra materia prima son las arenillas de acopio las cuales tiene una ley más alta, entre 12 - 36 gr/TM y que vienen con una granulometría similar a las arenillas acidas.

Sus humedades son variables, van desde el 10% hasta el 25% y la gravedad especifica oscila entre 2.5 - 3.2 Kg/Lt. Pero como se aclaró, el acopio solo es parte del 20% de la materia prima para el proceso de cianuración.

1.7.2.- Preparación para su cianuración

Para obtener una buena recuperación de oro en cianuración (CIP) lo principal es tener una buena molienda y que la granulometría este entre los intervalos de 80 – 85% m-200 para de esta forma liberar las partículas de oro encapsuladas en la pirita. En la planta del circuito de arenillas (acidas y acopio) se tiene una tolva de 120TM que almacena las arenillas.

Por medio de una faja transportadora se lleva estas a un molino de dimensiones 4’ x 8’ con el cual se alcanza una granulometría del 75 - 80% m-200. La pulpa se bombea a un espesador (denominado Raldy) en el cual la finalidad es reducir su carácter acido (un pH 2) por el método de separación

solido - líquido. Se le agrega solución de floculante con una concentración de 2gr Floculante/Lt. y a un flujo de 6.25 Lt/min de promedio.

El líquido es enviado a la relavera de flotación. Al solido se le añade solución barren y es bombeado al tanque N° 1 (20 x 20) para su cianuración.

1.8.- RELAVE DE LOS TANQUES PACHUCA

En los tanques Pachuca se cianura el concentrado de flotación, concentrado JIG, lamas finas y lamas gruesas. Después de 2 o 3 lavados (dependiendo de la ley de concentración de oro en la pulpa) el relave de estos tanques caen por gravedad a un reactor que sirve de almacenamiento, cuando dicho reactor completa su capacidad, la pulpa es bombeada al tanque N° 2 (20 x 20) para su cianuracion.

1.8.1.- Características

La ley del relave de los tanques Pachuca oscila entre 4 - 6 gr Au/TM y su granulometría es de 80% m-200. Su concentración de cianuro es alta debido a que en los Pachuca se trabaja con un promedio de 3500 – 4000 ppm de cianuro y con un pH de 11. La materia prima de este relave son los concentrados de flotación, Jig y lamas (sulfuros).

CAPÍTULO II

PROCESO DE CIANURACIÓN DEL ORO

2.1.- INTRODUCCIÓN

La cianuración es el método más importante que se ha desarrollado para la extracción del oro de sus minerales y se usa a escala comercial en todo el mundo. La química del proceso de cianuración se basa en el hecho, de que bajo condiciones oxidantes, el oro y la plata pueden disolverse y acomplejarse en soluciones de cianuros alcalinos.

El oro contenido en el licor resultante de la lixiviación, puede recuperarse mediante cualquiera de los siguientes procesos: precipitación con polvo de zinc o adsorción en carbón activado (Tecsup Virtual s.f.: 3 – Unidad III).

2.2.- EL CIANURO

2.2.1.- ¿Qué es el cianuro?

Es un grupo de sustancias químicas que contienen carbono y nitrógeno (CN^-). El cianuro ha sido producido por el hombre para usos industriales como la minería. También se encuentra en la naturaleza.

El cianuro se forma naturalmente, las plantas y animales la producen y la utilizan como mecanismos de protección. Existe en muchas frutas, verduras y semillas entre ellas: durazno, maíz, maníes, soya, yuca, etc.
Además el cianuro es producido por los escapes de automóviles, el del cigarrillo etc. Actualmente el cianuro se produce industrialmente mediante la combinación de gas natural y amoniaco a altas temperaturas y presiones para producir cianuro de hidrógeno (HCN) gaseoso, posteriormente es combinado con hidróxido de sodio (NaOH) para producir cianuro de sodio (NaCN) en forma de briquetas blancas y sólidas.

En el mundo hay tres productores primarios del cianuro de sodio: Dupont en los Estados Unidos, ICI en Inglaterra y Gussa Corporation en Alemania (Maldonado y Velarde 2008: 29)

2.2.1.1.- Hidrólisis del ácido cianhídrico (HCN) e ion cianuro (CN^-)

Las sales de cianuro se descomponen en ácido cianhídrico (HCN) y en ion cianuro (CN^-). El grado de descomposición en estos dos compuestos, depende del pH. Una solución acuosa de cianuro alcalino se hidroliza de acuerdo a las reacciones siguientes:

$$CN^- + H_2O \rightarrow HCN + OH^-$$

$$NaCN + H_2O \rightarrow HCN + NaOH$$

$$HCN \rightarrow H^+ + CN^-$$

La razón por la cual se da esta hidrólisis depende de la cantidad de álcali libre. Si la cantidad de álcali es grande la descomposición de cianuro puede ser despreciable, pero en ausencia de esta, la hidrólisis puede ser retardada por la adición de cal.

La proporción de ácido cianhídrico e ion cianuro presentes en la solución de cianuración, depende del pH, de la forma siguiente (Coila 2012: 46-47):

Tabla 2-1: Contenido de HCN en función del pH

p H	HCN (%)	CN (%)
7	>99	<1
8	96	4
9	70	30
9,38 (pKa)	50	50
10	12	88
11	<1	>99

Fuente: Misari, Metalurgia del oro

En los sistemas acuosos naturales que tienen valores de pH en el intervalo de 5 a 8.5 la mayor parte del cianuro libre está en forma de HCN y puede perderse por volatilización. El HCN molecular tiene un punto de ebullición bajo y una presión de vapor alta y puede perderse desde la disolución especialmente cuando hay una interfaz agua/aire.

Desde el punto de vista práctico, económico y de seguridad, el pH de la disolución debe ser superior a 11 para limitar o prevenir la formación o la pérdida de HCN desde los sistemas acuosos. Gráficamente, el equilibrio entre ácido cianhídrico (HCN) e ion cianuro (CN) en función del pH, se presenta en la figura:

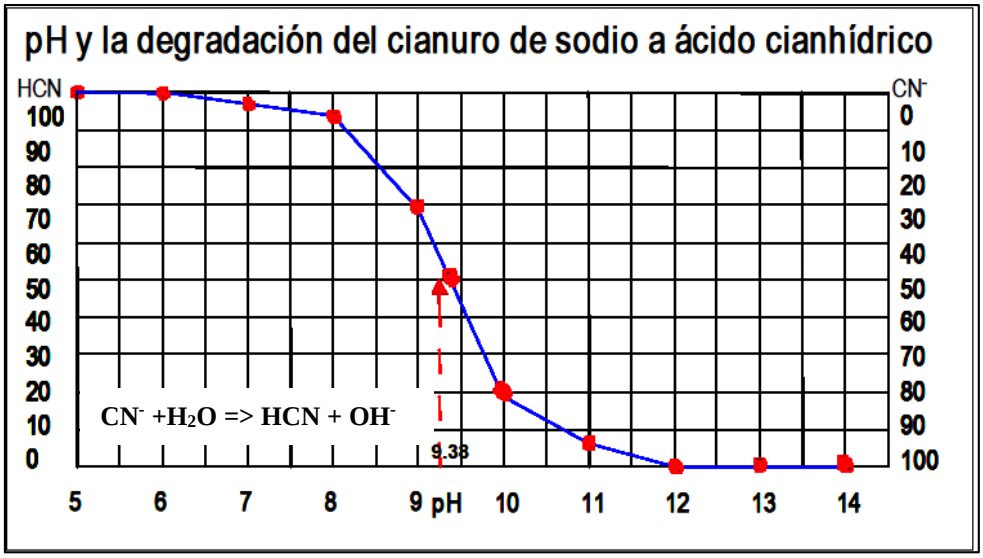


Figura 2-1: Equilibro entre HCN y CN^- en función del pH

Fuente: Misari, Metalurgia del Oro

2.2.2.- Historia del uso del cianuro en la minería

Aunque las preocupaciones ambientales por el uso del cianuro en minería se han hecho más públicas sólo en los últimos años, realmente existe una larga historia sobre el uso del cianuro en procesos metalúrgicos y otros procesos en todo el mundo. Dippel y Diesbach descubrieron el “azul de Prusia” (ferrocianuro de hierro) en 1704. El primer trabajo bien documentado fueron los estudios de Scheele sobre la solubilidad del oro en soluciones de cianuro que datan de 1783 en Suecia.

La química oro - cianuro se estudió activamente a mediados del siglo XIX en Inglaterra (Faraday), Alemania (Elsner) y Rusia (Elkington y Bagration). Alrededor de 1840, Elkington obtuvo una patente por el uso de soluciones de cianuro de potasio para galvanoplastiar oro y plata. Elsner lideró la evaluación del papel del oxígeno en la disolución del oro mediante soluciones de cianuro.

La “Ecuación de Elsner”, que describe la extracción del oro del mineral mediante el cianuro, se conoció en 1846.

Las patentes formalizadas por McArthur y los hermanos Forrest en 1887 y 1888 efectivamente establecieron el proceso vigente de cianuración, el uso de la disolución

del cianuro y la precipitación por medio del zinc. Sin embargo, existían patentes anteriores en los Estados Unidos relacionadas con la lixiviación con cianuro (Rae en 1869) y la recuperación a partir de soluciones cloradas utilizando carbón vegetal (Davis en 1880).

La primera planta de cianuración a escala comercial comenzó a funcionar en la Mina Crown en Nueva Zelanda en 1889, y hacia 1904 los procesos de cianuración también estaban en marcha en Sudáfrica, Australia, Estados Unidos, México y Francia. Por consiguiente, a comienzos de siglo, el uso del cianuro para extraer oro de mineral de baja ley ya era una tecnología metalúrgica plenamente establecida (Logsdon, Hagelstein & Mudder 2001: 10).

2.2.3.- Producción y manipulación del cianuro

El cianuro se produce industrialmente de dos maneras: como subproducto de la fabricación de fibras acrílicas y de ciertos plásticos o mediante la combinación de gas natural y amoníaco a altas temperaturas y presiones para producir cianuro de hidrógeno (HCN) gaseoso. Posteriormente, el cianuro de hidrógeno gaseoso se puede combinar con hidróxido de sodio (NaOH) para producir cianuro de sodio (NaCN) y agua (H_2O). Luego se elimina el agua mediante secado y filtrado y el cianuro de sodio se convierte en briquetas blancas y sólidas de aproximadamente 10 centímetros cuadrados.

Las briquetas sólidas de cianuro de sodio se mantienen a temperatura y humedad controladas. En el lugar de fabricación, las briquetas se colocan en contenedores rotulados y sellados para protegerlas y que no se aplasten y humedezcan. En algunas circunstancias, las briquetas se disuelven y la solución de cianuro se transporta en forma líquida en camiones tanque especialmente diseñados.

Todos los embarques de cianuro de sodio se acompañan de las Hojas de Seguridad (MSDS) donde figuran los datos químicos y de toxicidad del cianuro de sodio, instrucciones en caso de accidentes, número de teléfono para solicitar ayuda en casos de emergencia e información adicional del fabricante.

Figura 2-2: Manipulación del cianuro

Fuente: https://maxitell.wordpress.com

La producción anual mundial es de aproximadamente 1.4 millones de toneladas de HCN. El 20% de la producción total de HCN se usa para producir cianuro de sodio (NaCN) y el 80% restante se usa en numerosas actividades industriales, por ejemplo, en la producción de químicos. FMC Corporation también produce cianuro de sodio en los Estados Unidos.

Las compañías mineras mantienen programas especiales de capacitación para todos los empleados que trabajan con el cianuro o cerca de él. También tienen planes de seguridad y manipulación de materiales que han sido preparados por higienistas industriales calificados y supervisados por funcionarios de seguridad del proyecto. Estos planes de salud y seguridad asignan responsabilidades a los empleados y controlan el manejo y el uso del cianuro de sodio desde su llegada al emplazamiento de la mina y durante todo el proceso metalúrgico.

Monitores de gas de área, adecuada vestimenta protectora, aparatos respiratorios autónomos y puestos de primeros auxilios equipados con lavaojos y duchas son utilizados en las operaciones de manipulación de cianuro en las minas. Los programas

de higiene industrial de las compañías incluyen capacitación anual, acceso a todas las Hojas de Seguridad y monitoreo del aire para garantizar la seguridad de los trabajadores, así como procedimientos para documentar toda la información sobre salud y seguridad y los incidentes en las minas (Logsdon, Hagelstein & Mudder 2001: 11-13).

2.2.4.- El cianuro en soluciones

2.2.4.1.- Cianuro Total

"Se denomina así a todo los compuestos de cianuro existentes en una solución acuosa. Este es un término que se emplea en los procedimientos analíticos. El cianuro total incluye el cianuro libre, los cianuros simples y todos los cianuros complejos, que incluyen los cianuros fácilmente disociables en ácido débil (cianuros WAD, en sus siglas en inglés)" (Díaz & Condori s.f.: 21).

2.2.4.2.- Cianuro libre

"Cianuro libre" es el término utilizado para describir tanto el ion de cianuro (CN^-) que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrógeno (HCN) que se forma en la solución. Las briquetas sólidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para formar el ion de sodio y el anión de cianuro (CN^-). El anión de cianuro se combina luego con el ion de hidrógeno para formar HCN molecular.

La concentración del ion de hidrógeno en el agua del proceso se expresa mediante el conocido parámetro pH. Casi todo el cianuro libre está presente como HCN cuando hay abundantes iones de hidrógeno presentes, es decir, a un valor de pH de 8 o menos. Este HCN, entonces, puede volatilizarse y dispersarse en el aire. Cuando el pH es superior a 10.5, hay pocos iones de hidrógeno presentes y casi todo el cianuro libre está presente como CN^-. En condiciones normales de temperatura y presión, las concentraciones de HCN y CN^- son iguales a un valor de pH de aproximadamente 9.4.

Una de las reacciones más importantes que afectan a la concentración de cianuro libre es la volatilización de HCN, que, al igual que la mayoría de los gases, se separa del agua y escapa al aire. El cianuro libre no es persistente en la mayoría de las aguas superficiales porque el pH de dichas aguas generalmente es de 8, de modo que el HCN se volatiliza y dispersa.

Los procesos naturales pueden reducir por sí solos a valores muy bajos la concentración de cianuro libre de las soluciones en lugares al aire libre en las instalaciones de producción de oro, tales como estanques para procesamiento y depósitos de relaves, a menudo a niveles por debajo de lo establecido en los reglamentos o incluso por debajo de los límites de detección.

Sin embargo, en la planta de extracción de oro, los operadores mantienen el pH de la solución a valores cercanos a 10.5 con el fin de impedir la volatilización. Esto preserva el cianuro en el sistema de extracción de oro, donde es necesario y, al mismo tiempo, limita el riesgo de inhalación por parte de los trabajadores de altas concentraciones de HCN gaseoso en un espacio cerrado (Logsdon, Hagelstein & Mudder 2001: 15-16).

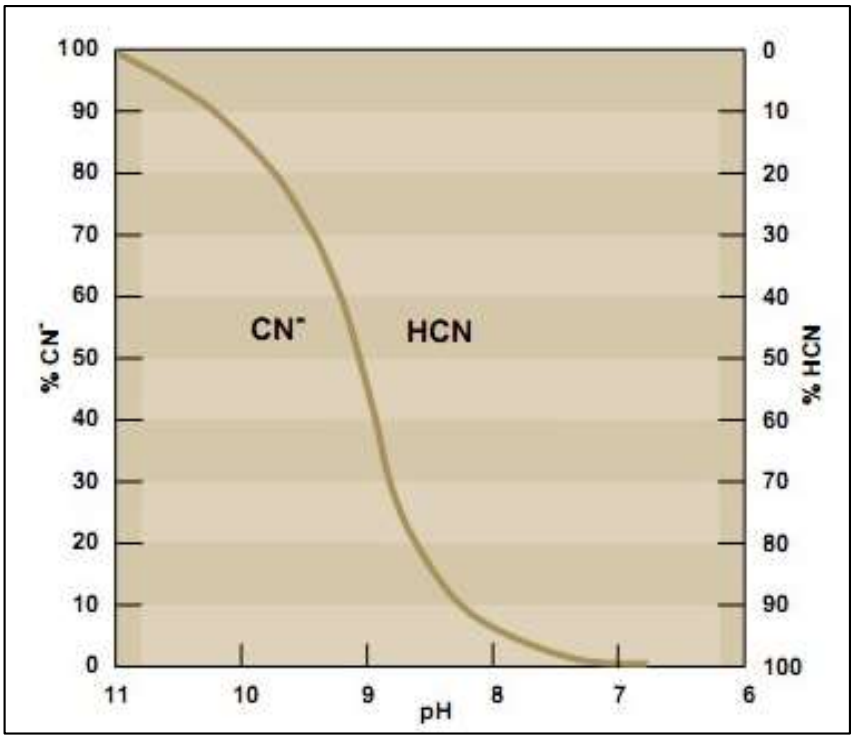


Figura 2-3: Equilibrio de pH entre CN – HCN

Fuente: Esteban Miguel y Domic Mihovilovic, Hidrometalurgia. Pág. 198

2.2.4.3.- Compuestos simples de cianuro

“Los cianuros simples se definen como las sales de ácido cianhídrico (KCN y NaCN, etc.), los cuales se disuelven completamente en soluciones produciendo cationes alcalinotérreos libres y aniones cianuros” ((Díaz & Condori s.f.: 22).

2.2.4.4.- Compuestos complejos de cianuro

Los análisis químicos de las soluciones utilizadas en los procesos y de los efluentes residuales derivados del procesamiento indican que la mayor parte del cianuro en solución está químicamente ligado a metales distintos de las pequeñas cantidades de oro o plata.
Cuando los elementos químicos se combinan en una solución para formar especies solubles, los químicos se refieren a ellas como “complejos” (Logsdon, Hagelstein & Mudder 2001: 17).

2.3.- LA CAL

2.3.1.- ¿Qué es la cal?

La cal es el reactivo más económico para utilizar en procesos de neutralización o alcalinización de pH, pero presenta serios problemas técnicos que dificultan enormemente la operación de un proceso de cianuración.

Si en el proceso de cianuración se compara el comportamiento técnico de la cal con otros alcalinizantes (NaOH; KOH; Na2CO3), se encuentra que la cal tiene un marcado efecto retardante en la disolución del oro y esto, se supone en teoría, es debido a la formación de peróxido de calcio, el que forma una capa que cubre la superficie del metal retardando la reacción o disolución de éste con el cianuro.

Se considera que el peróxido de calcio se forma por la reacción de la cal con el agua oxigenada acumulada en la disolución, según la siguiente reacción:

$$2\ Au + 4CN^- + O_2 + H_2O \rightarrow 2[Au(CN)_2]^- + H_2O_2 + 2OH^- \quad (A)$$

$$Ca(OH)_2 + H_2O_2 \rightarrow CaO_2 + 2H_2O \quad (B)$$

En la reacción (A) se genera el peróxido de hidrogeno y en la (B) el peróxido de calcio evitando la formación de grupos hidroxilos responsables de otorgar la alcalinidad (Coloma 2008: 163-164).

2.3.2.- Importancia en el proceso

La cal es uno de los reactivos comúnmente utilizados para ajuste de pH de las pulpas en el proceso de cianuración. Este uso debe ser entonces cuidadosamente controlado.

Si a lo anterior, le sumamos que la cal también otorga cationes calcio, éstos en algunos procesos (CIL, CIC, CIP, Merril Crowe) presentan problemas que repercuten en la recuperación del oro y la plata.

Todo lo anterior justifica mantener una constante preocupación ya que los resultados de los parámetros metalúrgicos también dependen de este reactivo. La disolución química que ocurre en los circuitos de cianuración es única para cada planta y para cada mineral, por lo que la combinación de los iones interferentes y los compuestos pueden ser muy grandes (Coloma 2008: 164).

2.4.- CONCEPTOS BÁSICOS DE LA DISOLUCIÓN DEL ORO

El oro no se oxida a temperatura ordinaria, no es soluble en ácidos: clorhídrico, nítrico y sulfúrico. Se disuelve en agua regia, la que puede ser dificultada por la presencia de la plata mediante la formación del cloruro de plata que cubre la superficie del metal.

El oro también se disuelve en soluciones que contengan bromo o cloro, pero con mayor lentitud, siendo la reacción acelerada por el incremento de la temperatura. El yodo al estado naciente disuelve al oro.

La base del proceso de cianuración, es que soluciones débiles o diluidas de cianuro de sodio o potasio, tienen una acción disolvente preferencial sobre partículas de oro metálico

(igualmente sobre la plata), con respecto a otros metales que se encuentran habitualmente en los minerales de oro.

El cianuro es el término descriptivo general aplicado usualmente al cianuro de sodio (NaCN). Debiendo mencionarse que el ion cianuro (CN^-) es en realidad el que tiene la acción o fuerza disolvente y la base alcalina del sodio, potasio o calcio, simplemente da la estabilidad química al compuesto (Tecsup Virtual s.f.: 4 – unidad III)

2.5.- REACCIONES DE DISOLUCIÓN DEL ORO EN SOLUCIONES DILUIDAS DE CIANURO DE SODIO

Las reacciones más importantes en el proceso de cianuración son las siguientes:

- **Ecuación de Elsner**

$$4Au + 8NaCN + O_2 + 2H2O \rightarrow 4AuNa(CN)_2 + 4NaOH$$

- **Ecuación sugerida por Janin**

$$2Au + 4NaCN + 2H_2O \rightarrow 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2$$

- **Ecuaciones de Bodlaender**

$$2Au + 4NaCN + 2H_2O + O2 \rightarrow 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O_2$$

$$2Au + 4NaCN + H_2O_2 \rightarrow 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH$$

La ecuación global vendría a ser la misma que la ecuación de Elsner.

2.6.- CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DEL ORO

La velocidad de cianuración se ve grandemente incrementada cuando la partícula de oro a disolver es más pequeña y además existe una buena agitación en medio lixiviante.

La disolución del oro en las soluciones de cianuro se lleva a cabo en 5 etapas:

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

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que el de las etapas 2,3 y 4 es función de la rapidez de los procesos químicos. Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para acelerar la reacción; en cambio, si esta última es retardada por los procesos químicos se debe incrementar la temperatura (Misari 2010: 18).

“Hasta mediados del siglo pasado se desconocía porqué la disolución de oro era prácticamente igual a concentraciones de cianuro elevadas o diluidas, es decir, que las concentraciones altas no aceleraban el proceso; pero fue Deitz y Helpern (1953) cuyos trabajos realizados en Canadá resolvieron que el oxígeno no tiene efecto alguno para soluciones diluidas, mientras que si existe una relación directa entre la presión parcial del oxígeno y concentraciones de cianuro más altas” (Barandiarán 2013: 50), tal como se muestra en la figura:

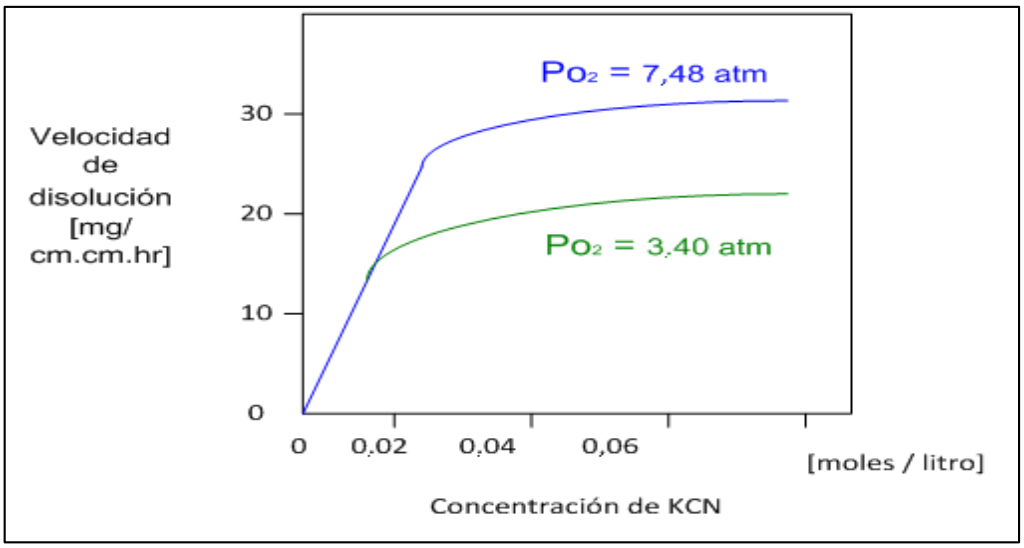


Figura 2-4: Curva típica de disolución de oro a 25º C, efecto de la presión de oxígeno y su concentración en solución versus la concentración de cianuro. Fuente (Habashi, F. 1966)

En conclusión, el oxígeno afecta positivamente en la velocidad de disolución apenas se incrementa la cantidad de cianuro disponible; sin embargo, para condiciones atmosféricas, es decir, con presión de O_2 de 0,21 atmósferas las soluciones diluidas de cianuro tienen el mismo efecto práctico que una solución más concentrada.

A partir de la ley de difusión de Fick se deducen las velocidades para:

- Concentraciones de cianuro bajas:
  Velocidad de disolución de oro = A DCN^- $[CN^-]$ / 2 δ

- Concentraciones de cianuro altas:
  Velocidad de disolución de oro = 2 A Do_2 $[O_2]$/ δ

Donde:

- A = Área superficial en la cual ocurren las reacciones catódicas y anódicas

- DCN^- y Do_2 = Coeficientes de difusión del cianuro y de oxígeno

- $[CN^-]$ = Concentración del ión cianuro en el seno de la solución

- $[O_2]$ = Concentración del oxígeno en el seno de la solución

- δ = espesor de la capa límite de Nernst

La mayor velocidad para la disolución de oro ocurre cuando:

- Do_2 / D CN^- = 1,5

- Do_2 = 2,76 x 10^{-5} cm^2 / s y

- D CN^- = 1,83 x 10^{-5} cm^2 / s

$$\boxed{\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6}$$

A temperatura ambiente y presión atmosférica, existe 8,2 mg de oxígeno disuelto en un litro de agua (0,27 x 10^{-3} mol/L); de acuerdo con esto, la velocidad máxima de disolución de oro, con oxígeno del aire a 1 atmósfera (Po_2 = 0,21 atm.) estará dada por una concentración de NaCN de 0,079 g/L (1,62 x 10^{-3} mol/L) aproximadamente (Barandiarán 2013: 51-52).

2.7.- PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN A LA DISOLUCIÓN DEL ORO

2.7.1.- Tamaño de partícula

El tamaño de partícula es determinante en el tiempo de disolución, a mayor diámetro, mayor será el tiempo de disolución, el denominado oro grueso, si asumimos una reducción de 3.36 micrones por hora *(datos encontrados por Barsky),* un grano de oro de 44 micrones de espesor *(malla 325)* tomaría no menos de 13 horas para disolver, otro grano de 119 micrones *(malla 100)* tomaría no menos de 44 horas para su disolución. Si la asociación es con plata metálica es mayor el tiempo. Cuando el oro grueso libre ocurre en los minerales, la práctica usual es superarlo con gravimetría previa (Maldonado y Velarde 2008: 39).

Nota: Una partícula de oro de 45μ de espesor, no tardaría más de 12 horas para disolverse, y una de 150μ de espesor no tardará más de 48 horas para

disolverse. La plata metálica de los mismos espesores que el oro, tardará el doble de tiempo para disolverse.

2.7.2.- Concentración de cianuro

La velocidad de disolución del oro en solución de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas. Hay variaciones muy grandes en la fuerza de la solución que provoca la máxima velocidad de disolución del oro, probablemente debido a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación experimental de los resultados.

Las variaciones incluyen factores como, la razón del volumen de la solución a la superficie del oro y las mencionadas anteriormente. Si es empleado un gran volumen de solución de cianuro y la superficie expuesta por el oro es relativamente pequeña y la agitación es suficientemente intensa para favorecer la difusión de los productos de la reacción, entonces el factor restrictivo que gobierna la velocidad de disolución del oro sería la concentración de oxígeno en la solución en contacto con el oro (Tecsup virtual s.f.: 6 – Unidad III).

2.7.3.- Concentración de oxigeno

El uso del oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro, bajo condiciones normales de cianuración. Según estudios realizados, el efecto del oxígeno en la disolución del oro (que se muestra en la tabla 2-2), está referido para una solución de cianuro de sodio al 0,1% y a 25°C donde se observa que la velocidad de disolución del oro es directamente proporcional al contenido de oxígeno del gas usado, deduciéndose que la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro es directamente proporcional a la presión parcial del oxígeno.

Tabla 2-2: Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro

Oxígeno (%)	Velocidad de disolución ($mg/cm^2.h$)
0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

El uso de oxígeno puro es demasiado costoso, por lo que el aire es la fuente usual de oxígeno requerido (Tecsup virtual s.f.: 6 – Unidad III).

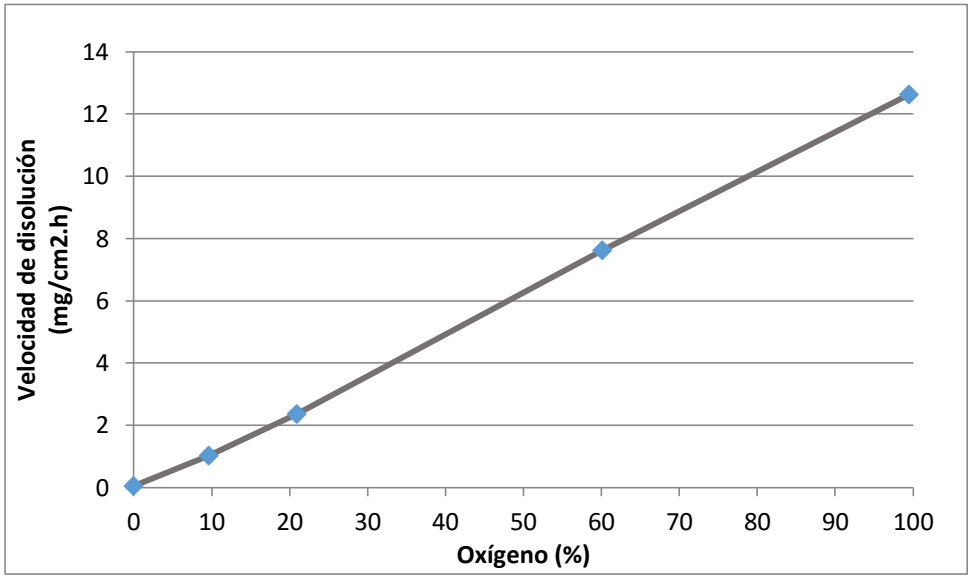


Figura 2-5: Efecto del oxígeno sobre la velocidad de disolución del oro

2.7.4.- Temperatura

El suministro de calor a la solución de cianuro en contacto con oro metálico, produce fenómenos opuestos que afectan la velocidad de disolución. El incremento de la temperatura aumenta la actividad de la solución, incrementándose por consiguiente la velocidad de disolución del oro, a la par que la cantidad de oxígeno disuelto en la

solución disminuye, debido a que la solubilidad de los gases decrece al aumentar la temperatura.

Por consiguiente, deberá existir una temperatura óptima para un máximo grado de disolución. De estudios, se conoce que esta temperatura es 85°C.

En la práctica, el uso de soluciones calientes para la extracción del oro, resulta desventajosa por el elevado costo, por lo que usualmente en plantas de cianuración por agitación se lixivia a temperatura ambiente (Tecsup virtual s.f.: 7 – Unidad III).

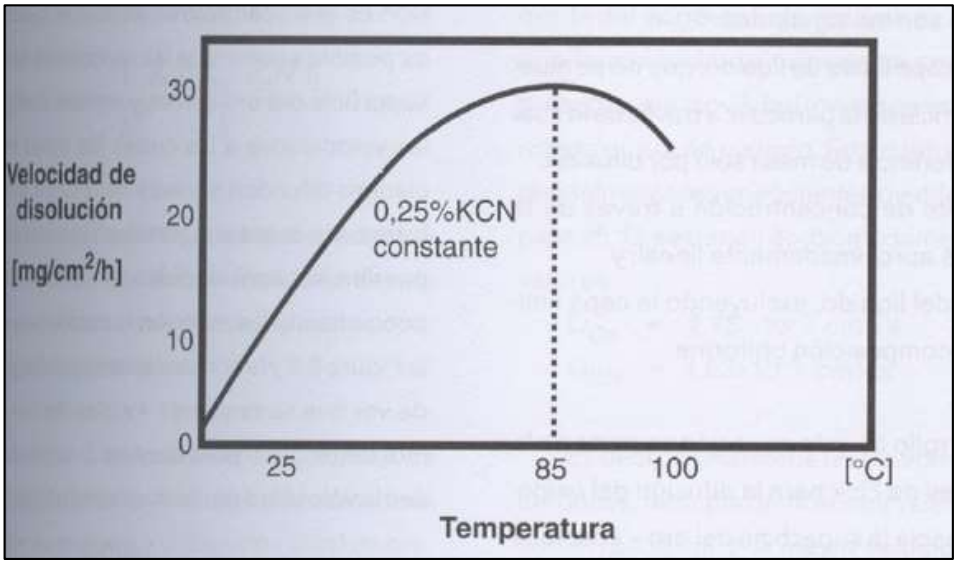


Figura 2-6: Efecto de la temperatura en la velocidad de disolución del oro

2.7.5.- Alcalinidad de la solución

La reducción de la descomposición del cianuro se logra mediante la adición de cal en forma de lechada que es la alcalinidad protectora. Es usual mantener esta alcalinidad mediante la adición de aproximadamente 1 libra de cal por tonelada de mineral. El efecto benéfico de la cal se manifiesta por el efecto logrado en la sedimentación de las partículas finas o lamas.

En algunos casos, para propósitos específicos, la alcalinidad protectora se mantiene mediante el uso de otros álcalis como el hidróxido de sodio y carbonato de sodio; estos álcalis, sin embargo, generalmente no son agentes de sedimentación efectivas.

El hidróxido de calcio presente en la solución de cianuración cumple funciones específicas, como:

- Previene la pérdida de cianuro por hidrólisis: ($NaCN + H_2O = HCN + NaOH$) haciendo que la reacción sea favorecida hacia la izquierda.

- Previene la pérdida de cianuros por efecto de la acción del dióxido de carbono del aire: $2NaCN + CO_2 + H_2O = 2HCN + Na_2CO_3$

- Neutraliza los compuestos ácidos y los que generan acidez, tales como sales ferrosas, férricas, sulfatos, etc.

- Ayuda en la sedimentación de las partículas finas, consiguiéndose la clarificación de la solución cargada de metales preciosos (Tecsup virtual s.f.: 7 – 8 – Unidad III).

2.7.6.- El pH y Eh en la cianuración

El mecanismo físico - químico de la lixiviación del oro con soluciones de cianuro tiene su interpretación por diagramas de equilibrio Eh vs. pH para sistemas oro-agua, cianuro-agua y oro-cianuro-agua.

Los cationes áuricos (Au^{3+}) pueden estar en equilibrio con oro metálico en el sistema oro-agua o con iones auro-cianuro $Au(CN)_2^-$ en el sistema oro-cianuro-agua, hasta pH 1. Los iones de oro predominantes son áuricos y no aurosos, debido a que la reacción $Au° \rightarrow Au^{3+}$ se ubica muy por debajo del límite de estabilidad de la reacción $Au° \rightarrow Au^+$. El campo de estabilidad del oro metálico a potenciales de reducción relativamente bajos, cubre todo el rango de pH, al igual que la estabilidad del agua (Tecsup virtual s.f.: 8 – Unidad III).

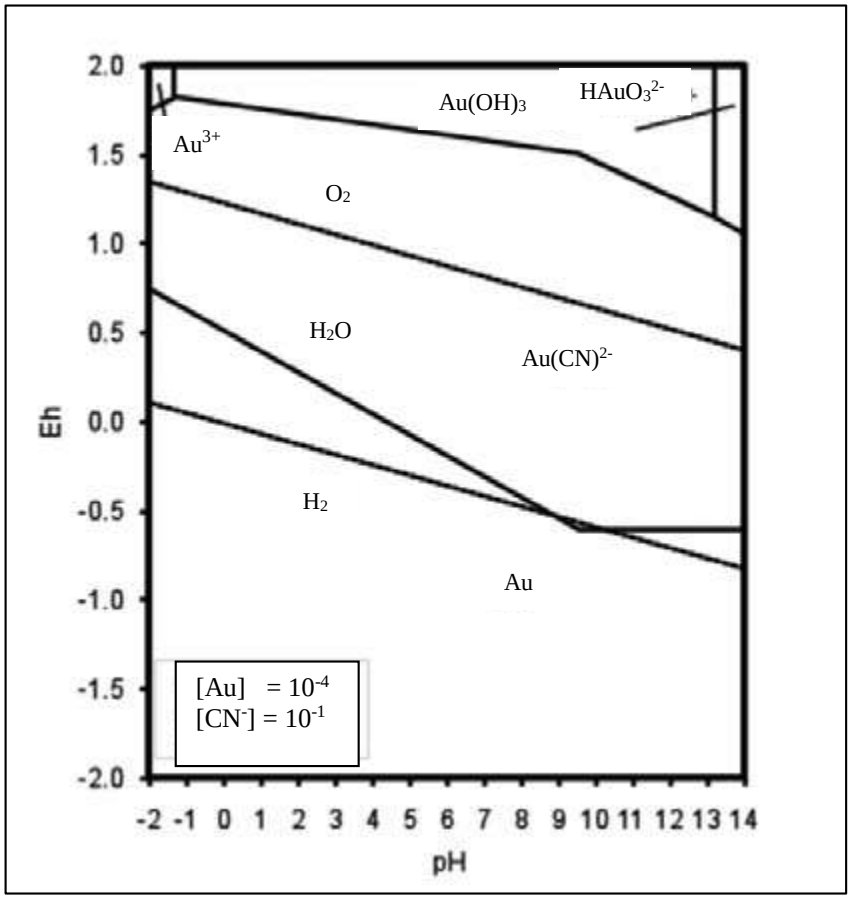


Figura 2-7: Diagrama Eh-pH en el sistema Au-CN-H_2O a 25°C

Fuente: Barboza (1988)

2.8.- INFLUENCIA DE COMPUESTOS EXTRAÑOS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

Muchos investigadores están de acuerdo que la disolución de oro por cianuro está controlada por difusión, pero en la lixiviación industrial con cianuro, las sustancias consumidoras de oxígeno pueden afectar decididamente la velocidad de extracción del oro.

La pirrotita (y la pirita, en menor grado), el cobre, el zinc (y todos los metales fundamentales), arsénico y minerales de antimonio, consumen cianuro. Los cianicidas no solamente consumen cianuro sino también oxígeno necesario en la cianuración.

Algunas de las reacciones de cianicidas conocidas, se citan a continuación:

- $Fe^{2+} + 6CN^- \rightarrow Fe(CN)_6^{4-}$
- $2Cu_2+ + 7CN^- + 2OH^- \rightarrow 2Cu(CN)_3^{2-} + CNO- + H_2O$
- $ZnO + 4NaCN + H_2O \rightarrow Na_2 Zn(CN)_4 + 2NaOH$
- $Ca_3(AsS_3)_2 + 6NaCN + 3O_2 \rightarrow 6KCNS + Ca_3(AsO_3)_2$

Los iones de metales comunes (Cu^{2+}, Fe^{2+}, Fe^{3+}, Mn^{2+}, Ni^{2+} y Zn^{2+}), con el cianuro forman complejos estables, consumiéndolo, reduciendo su actividad y retardando la cianuración del oro.

La recuperación de oro a partir de soluciones que contienen cobre, tiene que llevarse a cabo por el proceso carbón en pulpa (CIP), ya que la precipitación de oro con zinc es ineficiente en presencia de elevados niveles de cobre.

Los minerales sulfurosos reaccionan con el cianuro y oxígeno para formar iones tiocianatos:

$$S^{2-} + CN^- + ½O_2 + H_2O \rightarrow CNS^- + 2OH^-$$

La pirita es la más estable (por lo tanto la menos problemática) de los sulfuros de hierro. La marcasita descompone más rápido que la pirita y puede ser un cianicida, pero es menos detestable que la pirrotita. Este es un cianicida muy negativo, su velocidad de descomposición es más rápido que otros minerales piritosos.

Minerales portadores de arsénico, arsenopirita (FeS.FeAs), rejalgar (As_2S_2) y oropimente (As_2S_3), a menudo están asociados con menas de oro y pueden reaccionar con soluciones cianuradas, consumiendo oxígeno y cianuro. AsS_3^{2-}, AsO_3^{2-}, AsO_4^{2-}, $S_2O_3^{2-}$, SO_4^{2-} y CNS^- han sido identificados como los productos de reacción de oropimente y solución alcalina de cianuro aireada. Algunos de estos iones consumirán oxígeno adicional para alcanzar un estado estable y otros, como el S^{2-} y $S_2O_3^{2-}$ pueden ser adsorbidos sobre la superficie del oro e inhibir la cianuración (Tecsup virtual s.f.: 9 - 11 – Unidad III).

2.9.- SOLUCIÓN BARREN

A la solución que tiene una mínima cantidad de oro/plata disuelto se le denomina solución “pobre” o barren. Su contenido de algún metal valioso está en función de la eficiencia del proceso de obtención de oro.

La solución barren proviene del proceso de cianuración y recuperación tanto por el método de carbón activado y merrill crowe. En el primero la pulpa de mineral es cianurada ya sea por CIL o CIP; después el carbón activado tiene que capturar los iones auríferos de la solución rica, la solución sobrante es la denominada barren. Igualmente en el caso de CIC, se ingresa el carbón a las columnas, se pasa un flujo de solución rica, y la solución de cola es el barren.

En el merrill crowe la solución rica es clarificada, pasa inmediatamente por una bomba de vacío que le quita el oxígeno con el objetivo de que este no interfiera en el momento que reacciona con el zinc, posteriormente precipita y pasa por unas mangas que capturan el cemento aurífero, la solución que no es capturada es el barren, el cual es enviado a un tanque de almacenamiento para su posterior uso en el proceso debido a su contenido de cianuro.

CAPITULO III

TECNOLOGÍA DEL CARBÓN ACTIVADO EN LA METALURGIA DEL ORO

Hasta la presente década, el método de lixiviación Merrill Crowe con cianuro y precipitación con zinc era el proceso dominante para el tratamiento de mineral de oro no propicio a flotación u otros procesos físicos de recuperación. No obstante, la nueva tendencia es a recuperar metales preciosos mediante cianuración, combinando este proceso con la adsorción por parte del carbón activado granulado.

Esta técnica implica pasar la solución rica a través de columnas de carbón, para luego quemar el carbón y recuperar el oro adsorbido. A principios de los años cincuenta, J. Zadra de los Estados Unidos, introdujo un procedimiento de bajo costo para hacer la desorción del oro y plata del carbón, con lo cual, el carbón podía ser recuperado y reciclado en el circuito de adsorción, pudiendo recuperarse los valores de oro por medio de electrodeposición sobre lana de acero de las soluciones de desorción.

3.1.- GENERALIDADES

Si bien el carbón activado puede ser obtenido mediante una variedad de materias primas, incluyendo cáscaras de nuez, pepas de frutas, madera, carbón bituminoso y cáscaras de coco, el carbón granular obtenido de las cáscaras de coco es casi exclusivamente usado para la

recuperación de oro. La granulometría del carbón de coco utilizado comúnmente en la pulpa es de malla -6 +12 ó -6 +16, mientras que la granulometría utilizada en columnas es de malla -6 +16 ó -12 +30.

Los fabricantes de carbón persiguieron sus objetivos tradicionales de lograr una buena área superficial en el carbón y un adecuado volumen de porosidad. Los metalurgistas esperaron que estos objetivos resultasen en un producto consistente para recuperar el oro, lo cual no sucedió. Investigaciones desarrolladas a finales de la década del setenta por Calgon Carbón Corporation, mostraron que no existía una correlación esencial entre los parámetros tradicionales de área superficial y el volumen poroso, con la capacidad de adsorción para cianuro aurífero.

Posteriormente Calgon descubrió cómo controlar la capacidad de adsorción de oro y ahora ofrece nuevos tipos de carbón de coco adecuados a las especificaciones de adsorción de oro. Los fabricantes de carbón prestan ahora especial atención a la atrición y a las características de tamaño mínimo del carbón, tratando de mantener éstos al mínimo absoluto (Tecsup virtual s.f.: 3 - 4 – Unidad V).

3.2.- ¿QUÉ ES EL CARBÓN ACTIVADO?

“El carbón activado es un material orgánico el cual tiene una estructura esencialmente grafítica. Posee una superficie especifica extremadamente grande debido al alto desarrollo interno de la estructura porosa y un área superficial especifica que se encuentra entre los 750 - 1000 m^2/g. Como resultado el carbón activado ha encontrado amplia aplicación en procesos donde se requiere la adsorción de compuestos tanto en fase gaseosa como en fase líquida” (Figueroa y Flórez 2010: 27).

3.3.- ACTIVACIÓN DE CARBONES

La activación de carbones es un proceso por medio del cual se provee de ciertas propiedades adicionales a un carbón simple, tales como: mayor capacidad de adsorción, mayor densidad relativa, mayor filtrabilidad, etc. Para esto, existen dos procesos básicos de activación y de

estos hay muchas modificaciones, dependiendo sobretodo del estado del material y del producto final deseado: carbón granular o en polvo.

Los dos grupos básicos del proceso están generalmente referidos a una activación química o gaseosa y son como siguen:

- Procesos que dependen sobretodo de los componentes químicos inorgánicos presentes en forma natural o adicionada a la materia prima para degradar o deshidratar las moléculas orgánicas durante la carbonización.

- Procesos que dependen sobretodo de la oxidación de la materia carbonácea con aire a baja temperatura, dióxido de carbono o flujo de gas a altas temperaturas. Las temperaturas para ambas formas de activación varían entre 600 a 900°C para tiempos entre 15 min. y varias horas, según la activación deseada (Tecsup virtual s.f.: 5 - 6 – Unidad V).

3.4.- VARIABLES QUE AFECTAN LA ADSORCIÓN DEL ORO EN EL CARBÓN ACTIVADO

"Durante la última década, el uso del carbón activado para la recuperación del oro tuvo un aumento considerable, por lo que se han realizado trabajos de investigación y desarrollo orientados a comprender la química y mecanismo del proceso. El objetivo es desarrollar modelos apropiados que permitan un fácil control en la operación de la planta con una mínima pérdida de oro, tanto en la solución barren como en los finos del carbón" (Tecsup virtual s.f.: 6 – Unidad V).

Es por ello que se pasará a describir las variables que podrían causar un perjuicio en la adsorción del oro.

3.4.1- Efecto del carbón

Numerosas marcas de carbón se encuentran disponibles comercialmente y estudios recientes fueron llevados a cabo para establecer una relación entre la constante de

capacidad de equilibrio del carbón activado para el oro y los parámetros fácilmente determinados, como: contenido de cenizas, área superficial y pH, respectivamente.

Se encontró que existe una correlación significante en la cantidad de oro adsorbido. Las partículas finas aportan una cinética más rápida, pero probablemente ellas causan una alta caída de presión en las columnas. Las partículas finas, también pueden incrementar las pérdidas de oro en las colas de las operaciones del circuito CIP, por lo que se usan tamaños relativamente gruesos de 10 a 20 malla (Tecsup virtual s.f.: 6-7 – Unidad V).

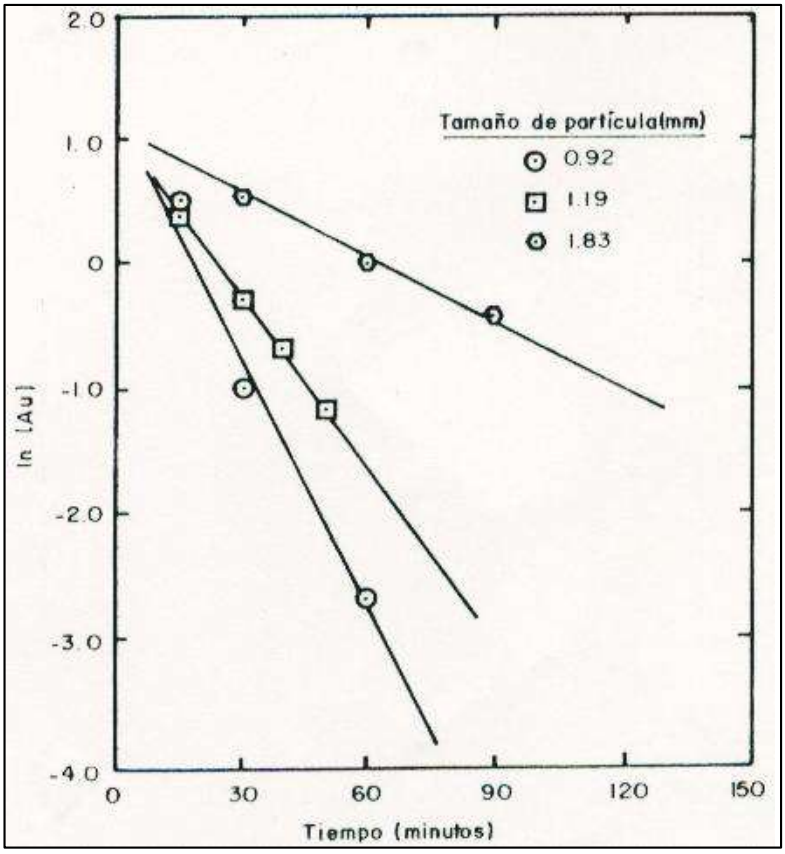


Figura 3-1: Efecto de la granulometría en la velocidad de adsorción

Fuente: Nataniel Linares

3.4.2- Efecto de la concentración del oro

La capacidad de equilibrio del carbón se encuentra relacionada a la concentración de oro en la solución. Se ha encontrado que la aproximación al equilibrio es particularmente más lenta a bajas concentraciones de oro.

Por lo tanto, es necesario un mayor tiempo de residencia o incrementar la concentración de carbón en la pulpa para conseguir bajos contenidos de oro en las colas. La segunda opción significa que la carga de oro en el carbón podría ser significativamente menor a su capacidad de equilibrio de carga (Tecsup virtual s.f.: 7 – Unidad V).

3.4.3- Efecto del pH

"Una disminución del pH de la solución incrementa tanto la tasa de adsorción como la capacidad de carga. El efecto sobre la tasa de adsorción se considera pequeño en el rango de pH de 9 a 11. Por lo general la capacidad de carga se incrementa en un 10% a medida que el pH disminuye progresivamente desde 11 hasta 9. En la práctica, el pH es usualmente mantenido por encima de 10 para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis" (Figueroa y Flórez 2010: 33).

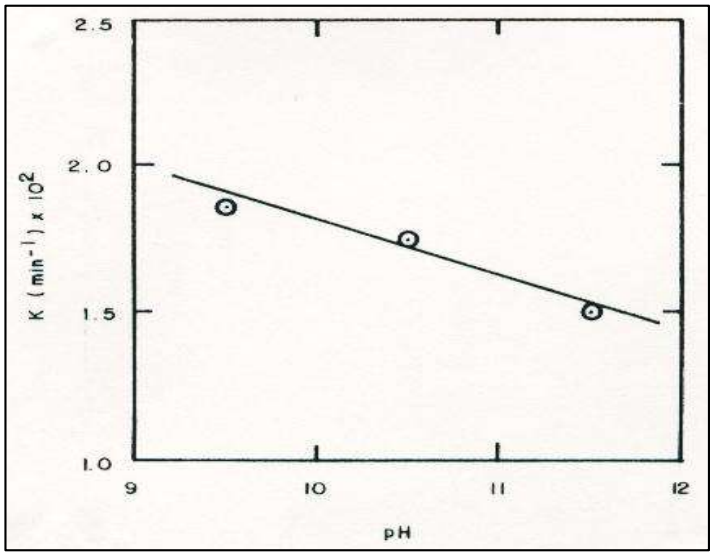


Figura 3-2: Efecto del pH en la velocidad de adsorción del oro.

Fuente: Nataniel Linares

3.4.4- Efecto de la concentración del cianuro

“La tasa y la capacidad de cargado del oro sobre el carbón decrecen con el incremento de la cantidad de cianuro libre. Este comportamiento es atribuido a la elevada competencia por parte de las especies de cianuro libre por los sitios de adsorción en el carbón. Sin embargo la selectividad del carbón activado hacia especies de aurocianuro respecto a otros cianuros metálicos se ve incrementada con el incremento de la concentración de cianuro” (Figueroa y Flórez 2010: 33).

Importante: En un circuito CIP, es conveniente mantener alrededor de 0,015% de CN para mantener selectividad, alta recuperación de oro y plata sobre el carbón y por una satisfactoria operación de re-extracción.

3.4.5- Efecto de la temperatura

“La capacidad de carga de oro en el carbón activado (proceso exotérmico) decrece a medida que la temperatura es aumentada. Se puede afirmar que todos los circuitos de adsorción operan a temperaturas ambiente, mientras que la elusión es realizada a temperaturas cercanas al punto de ebullición” (Figueroa y Flórez 2010: 32).

3.5.- TÉCNICAS DE ADSORCIÓN

3.5.1.- Carbón en pulpa (CIP)

El resumen de la operación completa es:

- La pulpa rica, saliente de la cianuración, ingresa al circuito de adsorción, formado normalmente por 4 estanques agitadores, en cada uno de los cuales se encuentra una cantidad de carbón activado

- Los tanques agitadores tienen un volumen en función de la cantidad de pulpa a lixiviar, con airlift central. La pulpa avanza en forma continua de un estanque a otro, efectuando el traspaso mediante el airlift central y evitando que el carbón progrese al tanque siguiente, tamizando la pulpa y reteniéndolo sobre una zaranda.

- El carbón “fresco” se agrega siempre al tanque con la solución o pulpa más agotada y se “cosecha” el carbón saturado del primer tanque, que recibe la solución o pulpa más rica en Au/Ag. Por lo tanto, el carbón debe avanzar por los estanques en sentido inverso a la pulpa (en “contracorriente”).

- El avance o traspaso del carbón entre tanques es intermitente y se efectúa cíclicamente, en intervalos que permiten el enriquecimiento del carbón en el primer estanque, hasta una concentración del orden de 300 a 400 oz/TM de Au.

- pH: 10-11

- Densidad de pulpa: 40 – 45% sólidos

- Cianuro libre: 0,05% en el circuito, más de 0,015% fuera de él.

- Los límites de densidad de pulpa son importantes para la intermezcla de carbón con la suspensión de mena. Si los sólidos son menos del 40% de la pulpa, el carbón tiende a sedimentar; si la pulpa es mayor a 45% de sólidos, el carbón flota.

- Con las condiciones adecuadas de CIP arriba mencionadas, el oro se cargará en el carbón. Serán adsorbidos también Pb, Zn, As, Sb, Co y Ni, empero ellos no crean problemas.

- El cargado óptimo del carbón tiene que ser determinado tomando en cuenta el aspecto económico de la operación. La desorción y manipuleo frecuente es costoso, genera pérdida a través de los finos y puede bajar la capacidad del carbón. Es recomendable que el oro cargado en el carbón se mantenga ligeramente bajo, 4 250 - 8 500 g/t, para mantener un contenido bajo de oro y

controlar pérdidas a través del carbón fino no colectado (Tecsup virtual s.f.: 10 - 12 – Unidad V).

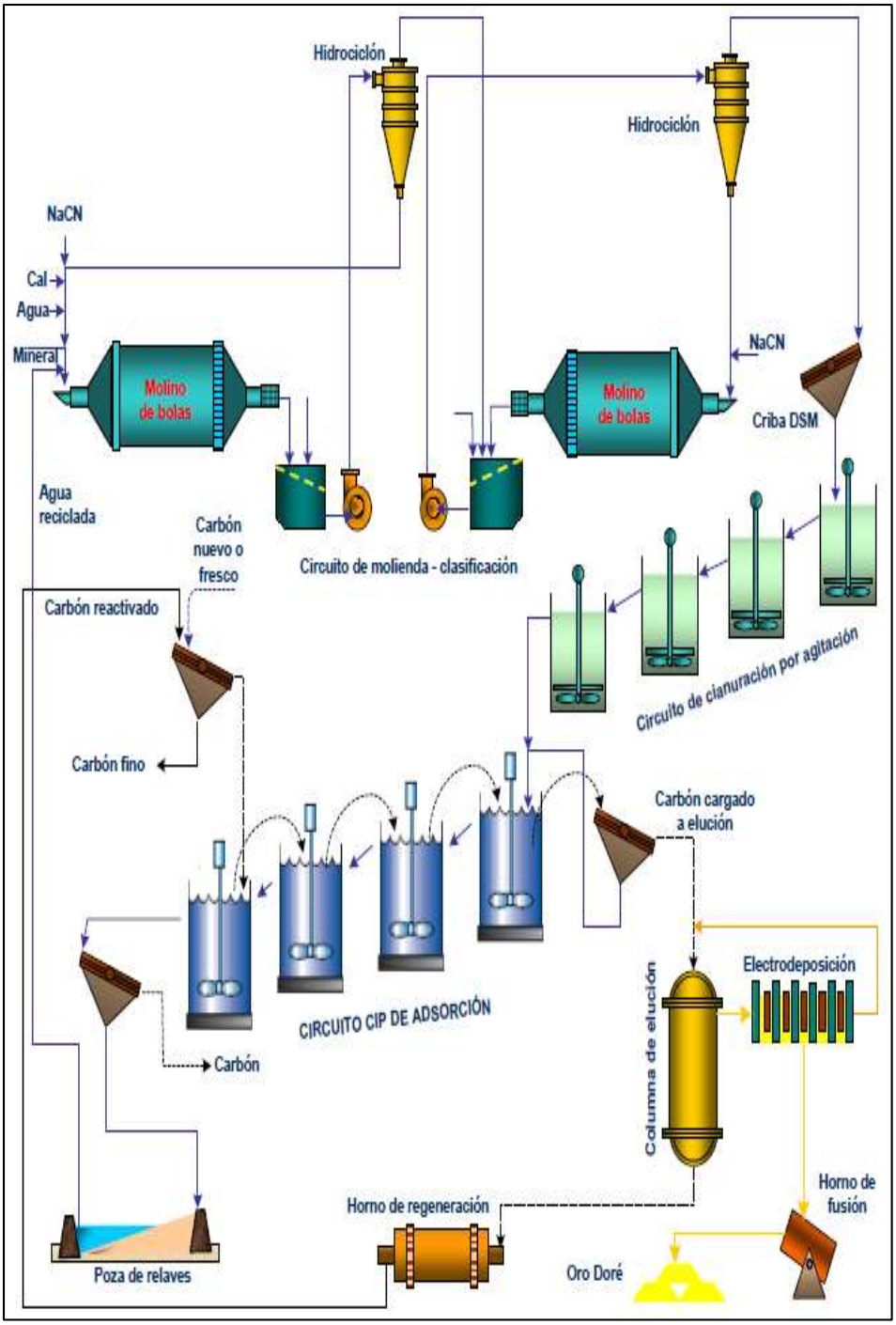


Figura 3-3: Flow sheet de una Planta de cianuración y extracción del Oro por el método CIP

Fuente: Nataniel Linares

3.5.2.- Carbón en lixiviación (CIL)

En el proceso carbón-in-leach, la cianuración de la mena y la adsorción del oro soluble en el carbón ocurren simultáneamente. La velocidad de adsorción es generalmente proporcional a la concentración de oro en solución; por tanto, es muy ventajoso usar los primeros tanques del circuito para una pre - lixiviación.

Una razón convincente para seleccionar la tecnología CIL es la presencia de carbón orgánico en la mena de alimentación, la cual sustrae el oro soluble de la solución cargada e incrementa la pérdida de oro en colas. El proceso CIL evita sustancialmente esta sustracción de oro por medio de la adsorción del oro solubilizado, en su mayoría, sobre el carbón activado añadido (Tecsup virtual s.f.: 13 – Unidad V).

En este caso, como la adsorción del oro en el carbón es mucho más rápida que la lixiviación del oro, la cantidad y tamaño de los tanques CIL está determinado por las propiedades de lixiviación del oro de la mena. Por esta característica resulta que es preferible lixiviar antes de añadir el carbón; esto es, si se están utilizando 6 tanques de lixiviación, se empezará a añadir carbón en los 4 últimos.

Las condiciones de operación son las siguientes:

- Granulometría de la mena -660 µm.
- Concentración de carbón en la pulpa 6 a 10 g/l
- Concentración de cianuro libre 0,25 g/l
- Porcentaje de sólidos en la pulpa 40 a 45%

La pulpa de mena fina se transfiere de un tanque a otro en contracorriente al carbón activado como en el proceso CIP mediante bombas o elevadores neumáticos. Cada tanque tiene acoplado una zaranda vibratoria (Linares s.f.: 21 – Capítulo IV).

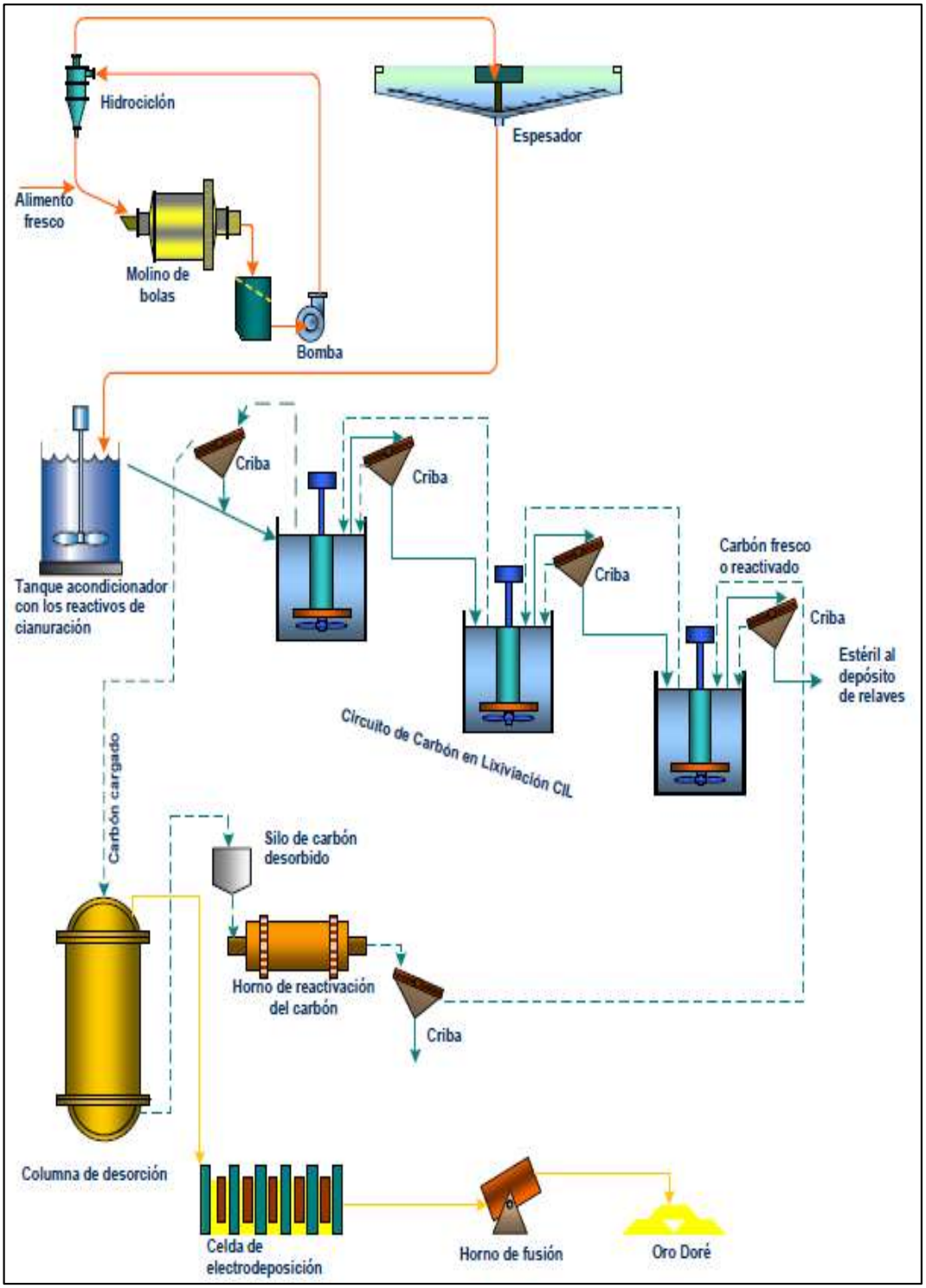


Figura 3-4: Flow sheet de una Planta de cianuración y extracción del Oro por el método CIL

Fuente: Nataniel Linares

3.5.3.- Carbón en columnas (CIC)

Los licores de lixiviación generados en la mayoría de las operaciones de lixiviación en montones, de minerales de oro y plata de baja ley, están prácticamente libres de sólidos suspendidos. En tales operaciones, la solución madre es puesta en contacto con carbón activado, en columnas o en tanques con agitación.

El buen contacto sólido-líquido es logrado mediante la fluidización de las partículas de carbón en la columna o por agitación suave dentro del tanque. Se utilizan columnas o tanques en serie. La solución madre es alimentada a la primera columna que contiene el carbón más cargado de oro y sale como solución empobrecida de la última columna que contiene carbón fresco o que está menos cargado.

Cuando el flujo de la solución atraviesa el lecho fluidizado se consigue un excelente contacto sólido-líquido. Pueden ser usados una serie de columnas o tanques (Tecsup virtual s.f.: 15 – 16 – Unidad V).

La columna se carga con el carbón activado (-m16 +m30) hasta cubrir un 40% de su volumen y luego se hace pasar la solución de abajo hacia arriba fluidizando el lecho de carbón.

El caudal adecuado de bombeo es de 15 a 25 GPM/pie^2. El nivel de cargado del carbón, frecuentemente de 200 Oz/t, se logra cuando el carbón se hace avanzar en contracorriente a la solución a través de las etapas del circuito.

El método de Carbón en Columna es de muy fácil operación y de baja necesidad de personal. Las partes móviles son mínimas y el proceso es continuo por lo cual se tiene costos de operación y mantenimiento muy bajos. Para que las columnas de carbón operen en forma correcta es necesario hacer un buen diseño de ellas; en consecuencia, los principales factores a considerar son:

- Contenido de oro en la solución cargada a alimentarse.

- El volumen de carbón en el sistema de adsorción.

- La cantidad de carbón y la frecuencia con que se debe avanzar el carbón al sistema de desorción.

- Performance de captación del oro por el carbón.

- Cinética de adsorción del carbón.

- La cantidad de oro que se espera retornar con el carbón después de la desorción.

- Número de etapas de adsorción (Número de columnas).

- Presencia de elementos interferentes en la solución que hagan perder la actividad del carbón (Linares s.f.: 21 - 22 – Capítulo IV).

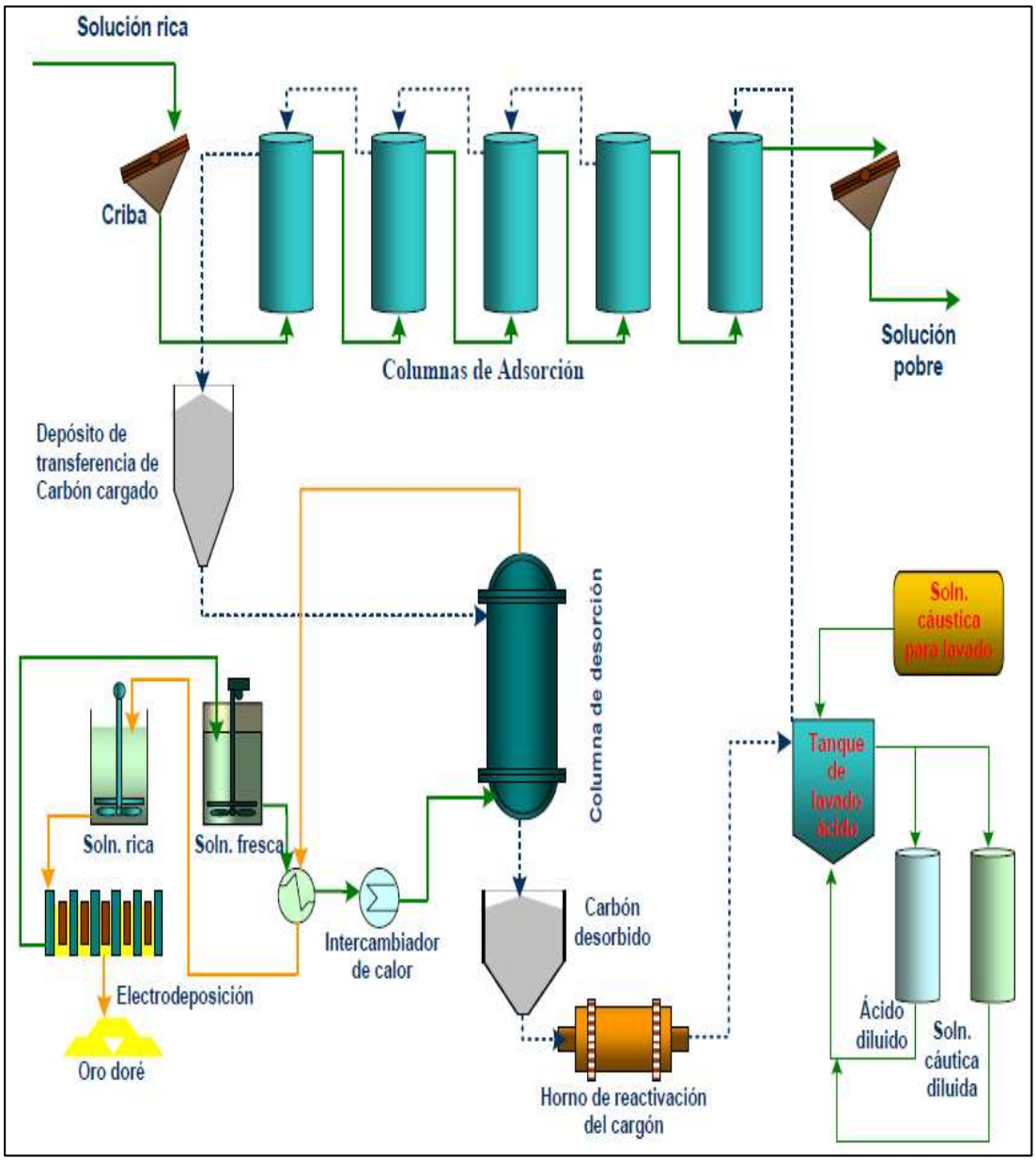


Figura 3-5: Flow sheet de una Planta de cianuración y extracción del Oro por el método CIC

Fuente: Nataniel Linares

3.6.- CINÉTICA DE ADSORCIÓN

La velocidad de reacción de la adsorción de cianuro de oro sobre carbón activado puede ser dada por la siguiente ecuación:

$$-\frac{d[Au]}{dt} = \frac{A\ km}{V} \quad (1)$$

Donde:

[Au] y $[Au]_c$: Son concentraciones de oro en la solución bulk y en la superficie de carbón, respectivamente.

A, V y km: Son áreas de superficies de carbón, volumen de solución y coeficiente de transferencia de masa, respectivamente.

Para una reacción controlada por la película de difusión, la $[Au]_c$ es insignificante. Además, el área de superficie de una partícula puede ser dad como:

$$A = 6\frac{\psi M}{d.e} \quad (2)$$

Donde:

d: Es el diámetro
ψ: Es el factor de forma
e: Es la densidad
M: Es la masa de partícula de carbón

Para este estudio, las partículas de carbón son tratadas como esferas y el factor de forma (ψ) es igual a la unidad. La Ecuación (1) puede luego ser recordada así:

$$-\frac{d[Au]}{dt} = 6\frac{M}{d.e}Km[Au] \quad (3)$$

Para un sistema donde la densidad de las partículas de sólidos y de la solución son aproximadamente iguales, el coeficiente de transferencia de masa (km) puede ser expresado como sigue:

$$km = \frac{2D}{d} \quad (4)$$

Donde D es el coeficiente de difusión.

Combinando las ecuaciones (3) y (4) y reordenándolas, se tiene:

$$\frac{-d[Au]}{[Au]} = \frac{12Dm}{d^2.e}dt \quad (5)$$

La expresión de la velocidad integrada:

$$\ln[Au]=\ln[Au]_0 - kt \quad (6)$$

Donde $[Au]_0$ es la concentración inicial de oro en la solución y:

$$k = \frac{12Dm}{d^2.e} = Constante\ de\ velocidad\ observada \quad (7)$$

Un ploteo de ln[Au] versus "t" debería dar una línea recta con una pendiente de "–k" y una intersección de $\ln[Au]_0$.

Una forma deferente de la ecuación (6) puede ser expresada como sigue:

$$[Au] = [Au]_{0e^{-kt}} \quad (8)$$

La cantidad de oro adsorbido sobre el carbón activado está relacionado a la cantidad dejada en la solución por la siguiente ecuación:

$$[Au]_{ads} = \frac{V}{A}([Au]_0 - [Au]) \quad (9)$$

Una ecuación para la cantidad de oro adsorbido puede ser escrita combinando las ecuaciones (8) y (9):

$$[Au]_{ads} = \frac{V}{A}[Au]_0(1 - e^{-kt}) \quad (10)$$ (Misari 2010: 190 - 191)

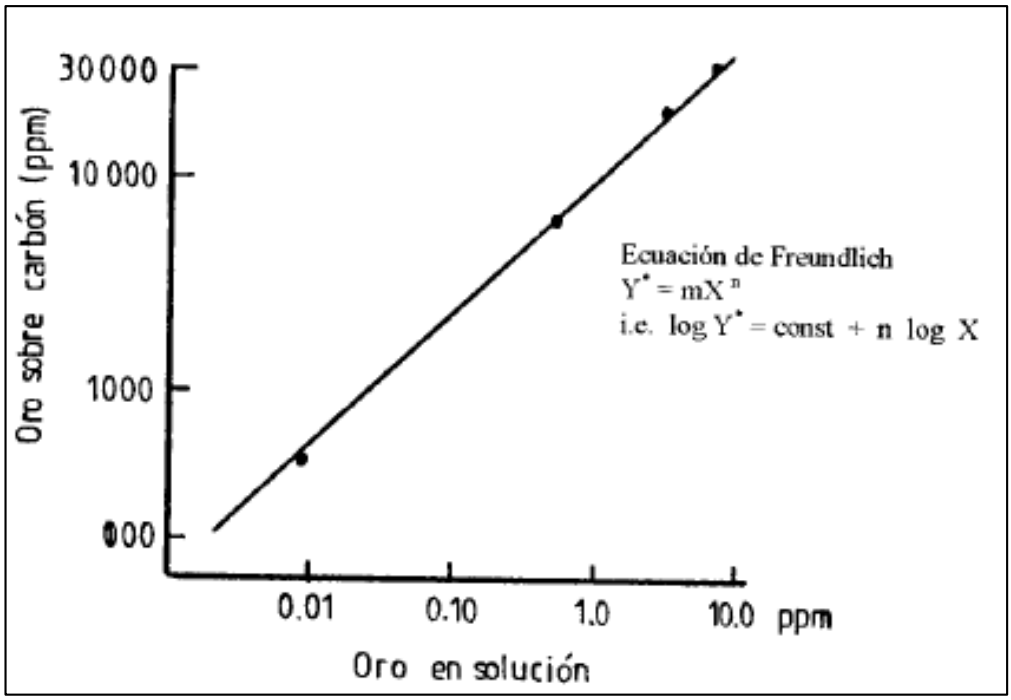


Figura 3-6: Isoterma de equilibrio de adsorción para cargado de oro sobre carbón

Fuente: César Enrique Tomalá Andrade

3.7.- DESORCIÓN DEL ORO DEL CARBÓN

El carbón cargado es despojado de los metales preciosos en un circuito denominado “Circuito de Desorción del Carbón”. Este circuito generalmente consta de 4 componentes:

- Columna de Desorción del carbón.
- Equipo de concentración del metal.
- Equipo de manejo del carbón.
- Equipo de intercambio de calor y calentamiento.

Los parámetros claves de operación son:

- Las características del carbón.
- La temperatura de la columna de desorción.
- La velocidad de circulación.
- Eficiencia del equipo de concentración del metal (Linares s.f.: 23 – Capitulo IV).

3.7.1.- Equipo de calentamiento

El equipo de calentamiento es un calentador de caldera o eléctrico, el cual calienta a la solución a la temperatura de operación. La solución caliente calienta a los componentes del circuito y mantiene la temperatura de la columna de desorción. Una vez que el circuito está caliente, la serie de intercambiadores de calor transfieren calor a la solución fría saliente de la columna y calienta a la solución entrante a la columna.

Las pérdidas de calor son altas con ciclos frecuentes. El agua caliente o el vapor contenidos en la caldera son generalmente utilizados para proporcionar la energía necesaria para el calentamiento de la solución. El rendimiento máximo del calentador, en el cual está el total del requerimiento de calor para el funcionamiento y el sistema de pérdidas de calor, puede ser calculado de las condiciones de funcionamiento. El equipo, el carbón y la solución deben ser calentados a la temperatura de operación desde la temperatura ambiente (Linares s.f.: 23 – Capitulo IV).

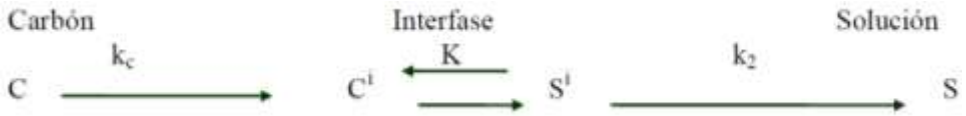
3.7.2.- Columnas de desorción

La columna de desorción es un equipo que proporciona el contacto entre la solución extractante y el carbón activado cargado a las condiciones necesarias para la desorción del complejo aurocianuro.

La columna de desorción es aislada para reducir las pérdidas de calor. El carbón cargado es alimentado a la columna de desorción, generalmente por bombeo. El sistema es sellado en el descargado del carbón. El carbón es entonces descargado de la columna y otra vez transferido al circuito de adsorción. Para un contacto eficiente con el carbón, el reactor es típicamente una columna con una razón de altura a diámetro de 3 a 6 (Linares s.f.: 23 – Capitulo IV).

3.7.3.- Cinética de desorción

A semejanza de la adsorción, la desorción de oro del carbón activado también obedece a un modelo similar el cual puede ser representado como sigue:



Donde el carbón es considerado como una fase homogénea a través de la cual el aurocianuro es transportado por difusión desde los poros con un coeficiente de transporte de masa (kc) a una interfase donde el equilibrio con el aurocianuro en solución se asume que es rápido. La difusión del oro desde la interfase hacia la solución ocurre con un coeficiente de transporte de masa ks. Una segunda asunción es que el equilibrio entre el oro en el carbón y en la solución pueden ser descritos mediante una simple isoterma lineal donde $k = C^i / S^i$. La justificación experimental para esto bajo condiciones de desorción típica está dada por los resultados en la figura 3-7

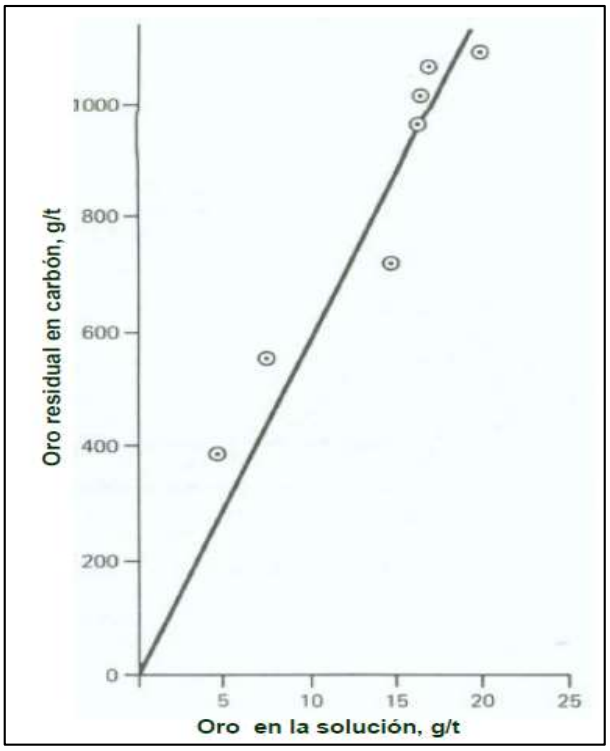


Figura 3-7: Isoterma de equilibrio para la distribución de aurocianuro entre el carbón activado y la solución conteniendo NaOH 0,2 M y NaCN 0,2 M a 95°C. Fuente: Nataniel Linares

Mediante el uso de este método, se puede demostrar que la siguiente ecuación describe la velocidad o cinética de desorción:

$$-dC/dt = k (C - K S)$$

Donde:

$k = ks\ kc\ A/(kcK + ks)$

A = Es el área superficial por unidad de volumen de carbón.

Generalmente la técnica de desorción está basada en la transferencia de masa del complejo aurocianuro, lo cual ocurre por un gradiente de concentración favorable y a elevadas temperaturas. En consecuencia, la selección de un proceso de desorción está determinada principalmente por el tamaño de la operación y las condiciones económicas locales.

Generalmente se requiere antes y después de la desorción del carbón, un tratamiento químico con el objeto de quitar las lamas y depósitos de los poros del carbón, tales como carbonatos y sulfatos de calcio, los cuales depositan durante el cargado. Algunas plantas de Sudáfrica, hacen una lixiviación con solución ácida diluida (3% HCl) en caliente (90°C) antes de la desorción. Este proceso mejora la cinética de desorción del carbón y ayuda a la remoción de metales de base, tales como Cu, Zn y Ni del carbón (Linares s.f.: 23 - 24 – Capitulo IV).

3.7.4.- Métodos de desorción

3.7.4.1.- Proceso Zadra

Este proceso fue desarrollado por Zadra en la U.S. Bureau of Mines, comprende la reextracción de oro, a partir del carbón cargado usando una solución conteniendo 0.1% de NaCN y 1% NaOH a una temperatura de 85 °C – 95 °C.

El proceso es llevado a presión atmosférica y el tiempo total requerido para desorber el carbón hasta un nivel lo suficientemente bajo de oro puede estar en el rango de 24 - 60 horas, dependiendo de la solución y modo de operación

Este proceso es simple y los costos de capital y operación son relativamente bajos, los cuales lo hacen altamente apropiado para operaciones a pequeña escala.

Sin embargo el ciclo de tiempo largo requerido para la elución efectiva puede ser un factor limitante para plantas a mayor escala (Tomalá 1998: 58).

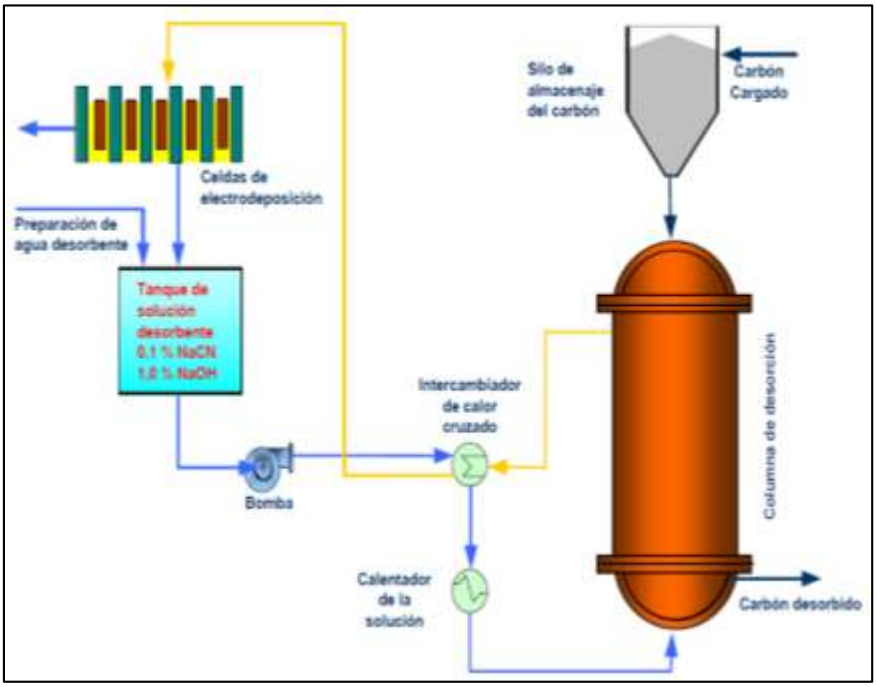


Figura 3-8: Flow sheet del proceso de desorción Zadra.

Fuente: Nataniel Linares

3.7.4.2.- Proceso con alcohol

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 volatilización.

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 (Tomalá 1998: 58 - 59).

3.7.4.3.- Proceso a alta presión

Este proceso fue desarrollado por Potter en la U.S. Bureau of Mines, básicamente incluye la reextracción del carbón cargado con una solución conteniendo 0.1 % de NaCN (opcional) y 1% de NaOH a 160° C y 50 psi de presión durante 2- 6 horas.

El efecto de usar alta presión para la reextracción es reducir el consumo de reactivo, inventario de carbón y el tamaño de la sección de reextracción. Sin embargo, las presiones y las temperaturas elevadas asociadas con este proceso requiere el uso de equipo más costoso y las soluciones efluentes tienen que ser enfriadas antes de la reducción de presión para evitar relampagueos (Tomalá 1998: 59).

3.7.4.4.- Proceso Anglo-Americano

Este proceso fue desarrollado por R. J. Davidson de la Anglo American Research Laboratories. Comprende pre-acondicionamiento del carbón cargado con una solución de 1 % de NaOH más 5 % NaCN durante media hora y luego proceder a reextraer el carbón usando 5 lechos de volúmenes de agua caliente a una velocidad de flujo de 3 lechos de volumen por hora.

La temperatura de operación recomendada es de 110 °C el cual requiere una presión de operación de 50 a 100 KPa. El ciclo total incluyendo el lavado ácido es de 9 horas, el cual es considerablemente más corto que la reextracción atmosférica Zadra.

Las ventajas del proceso Anglo Americano son similares a aquellos para una reextracción a alta presión, las principales desventajas del proceso incluye el uso de temperaturas y presiones elevadas y el requerimiento para corrientes múltiples lo cual tiende a incrementar la complejidad del circuito (Tomalá 1998: 60).

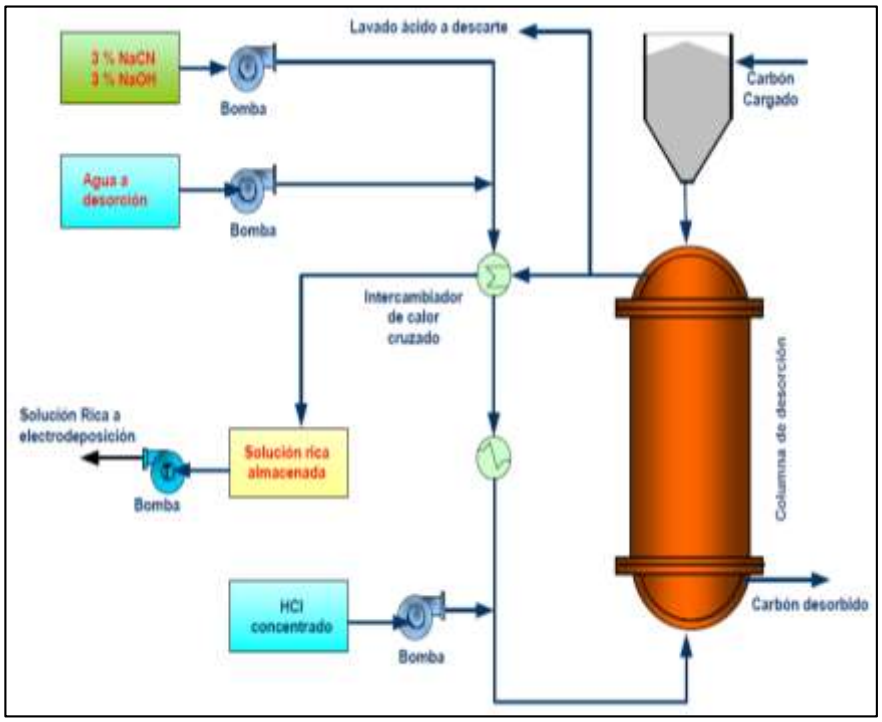


Figura 3-9: Flow sheet del proceso Anglo-Americano (AARL)

Fuente: Nataniel Linares

3.8.- REACTIVACIÓN DEL CARBÓN

Cuando el carbón ha sido cargado y desorbido varias veces, es necesario someterlo a una reactivación térmica, para repararle o devolverle la capacidad de sitios activos, para nuevamente reutilizarlo. El proceso consiste en calentar el carbón húmedo a una temperatura entre 650 °C a 750 °C, en ausencia de aire, alrededor de 30 minutos.

Fleming (1982) y Nicol (1979) han mostrado que el calentamiento del carbón húmedo resulta en una combustión parcial:

$$C + H_2O \rightarrow CO + H_2$$
$$C + 2H_2O \rightarrow CO_2 + 2H_2$$

En las primeras pruebas usaron enfriamiento del carbón por inmersión en agua después de la reactivación, pero luego se estableció que el enfriamiento del carbón con aire, da un carbón con mayor actividad. El carbón reactivado tiene que ser tamizado (m200) para separar los finos y acondicionado con agua antes de recircular al circuito de adsorción.

La reactivación del carbón se lleva a cabo, por lo general, en hornos rotatorio que están calentados externamente por energía eléctrica. El vapor generado por el agua del carbón húmedo saca el aire del horno. La cantidad de agua cargada debe ser minimizada a fin de reducir el costo para alcanzar temperaturas de 650°C - 700°C, las cuales son necesarias para una regeneración eficiente del carbón. A comienzos de los años 80 se introdujeron hornos de regeneración verticales y en la actualidad se dispone de algunos de estos diseños, tal como el que se muestra en la figura 3-10, el cual es un horno vertical accionado con calentadores de resistencia eléctrica que alcanza hasta 1090°C de temperatura.

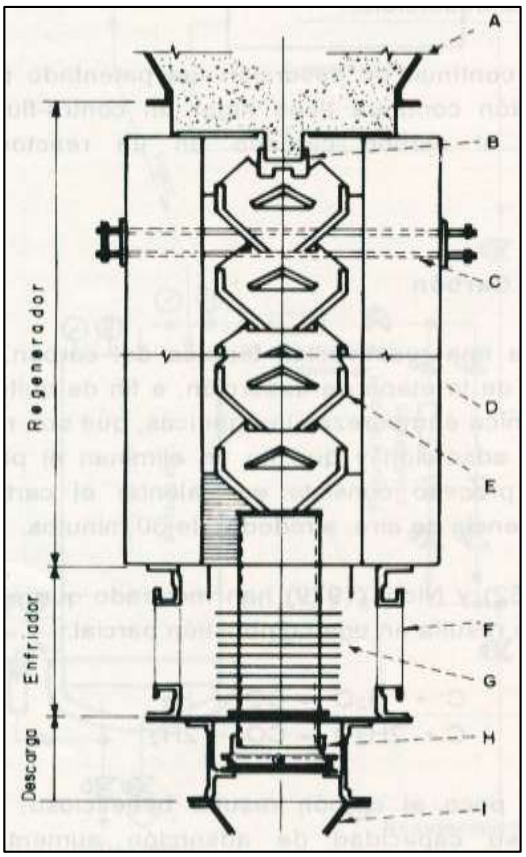


Figura 3-10: Diagrama de un Horno vertical de regeneración del carbón.

Fuente: Nataniel Linares

A. Boca de alimentación *F. Entrada o salida de aire de refrigeración*
B. Chute de contracción *G. Aletas disipadoras de calor.*
C. Barras de calentamiento *H. Mecanismo de descarga.*
D. Cámara del regenerador *I. Chute de descarga.*
E. Bandejas de cerámica.

En este equipo, el carbón fluye suavemente a lo largo de su cámara con una combustión y desgaste mínimo. La atmósfera dentro del horno se regula con un respiradero y un controlador de tiro de la chimenea, para mantener aproximadamente el 1% de oxígeno. En la parte baja del horno, el carbón es refrigerado antes de descargarlo. El costo de capital de este horno es mucho más bajo que los regeneradores horizontales rotatorios (Linares s.f.: 29 - 30 – Capitulo IV).

3.9.- ELECTRODEPOSICIÓN DEL ORO

El oro es uno de los metales nobles que puede ser reducido fácilmente a partir de una solución, por procedimientos químicos y electroquímicos. El proceso electroquímico para extraer oro de soluciones cianuradas diluidas es tan antigua como la cianuración, pero fue abandonado debido a la baja eficiencia de la corriente.

La electrodeposición del oro a partir de soluciones cianuradas, en comparación con la precipitación de oro por reactivos químicos, tiene principalmente dos ventajas esenciales:

- Debido a la reducción electrolítica, no se añaden reactivos químicos a la solución, la cual posteriormente se puede recircular al proceso de extracción.

- El oro electrodepositado es, en esencia, de alta pureza. No obstante, el bajo contenido de oro en la solución cargada de la planta, hace que los electrolitos sean pobres, con baja densidad y eficiencia de corriente y lo más importante, una velocidad de deposición extremadamente lenta por unidad de superficie catódica.

La densidad permisible de corriente y la eficiencia de corriente obtenida durante la electrodeposición de oro de las soluciones cianuradas es proporcional al contenido de oro del electrolito. Luego, la recuperación de oro por electrodeposición de la solución cargada de la planta, tiene que enfrentarse con densidades de corriente muy bajas en cátodos planos convencionales.

Zadra fue el primero en sugerir cátodos permeables (en una caja, como bastidor) rellenado con lana de acero, donde la velocidad de deposición es muy alta debido a la extensa área del cátodo. Zadra reportó que “una lámina gruesa de oro puede depositarse fácilmente (en una placa sólida de acero inoxidable como cátodo)”, pero a una velocidad baja de deposición debido a la restricción de área de este tipo de cátodo. “El uso de este tipo de cátodos necesitaba la construcción de grandes celdas electrolíticas, para acomodar los cátodos necesarios que proporcionen el área deseada de deposición” a velocidades de deposición satisfactorias.

MINTEK diseñó y probó una celda rectangular con cátodos permeables rellenados con lana de acero y ánodos de acero inoxidable perforados o, preferentemente, ánodos de malla de acero inoxidable para garantizar un flujo uniforme de solución a través de la celda (Paul y otros, 1982; Briggs, 1983). Los electrodos están diseñados para acomodarse perfectamente en sus lados y hacia el fondo del tanque rectangular, de modo que el electrolito tiene que fluir a través de los electrodos durante su continua circulación.

Es posible obtener 2 kg de oro depositado en 0,5 kg de lana de acero en cada compartimiento catódico, antes que la eficiencia de corriente de la celda caiga o el cátodo llegue a bloquearse por el oro depositado (Tecsup virtual s.f.: 18-20 – Unidad V).

3.9.1.- Efecto del método de elución

“Puesto que la etapa de electrodeposición es una parte integral del diagrama de flujo total de la adsorción de carbón activado, algunas variaciones del proceso están asociadas con el tipo de elución usado para reextraer oro desde el carbón cargado. Así, con la elución tipo Zadra, una solución relativamente caliente es constantemente recirculada entre la columna de elución y la celda de electrodeposición” (Misari 2010: 260).

3.9.2.- Efecto de las variables del proceso

Según aumenta la velocidad de la solución a través de la celda, el promedio de la eficiencia de deposición de paso simple disminuye. Un valor de 250 a 500 litros por

m^2 por minuto es típico. Este básicamente determina el tamaño de las celdas de electrodeposición para una velocidad de producción dada.

El radio de oro a masa de lana de acero es otra variable importante que afecta la eficiencia de deposición de paso simple. Según aumenta la cantidad de oro depositada sobre la lana de acero, la eficiencia va disminuyendo. Mientras la lana de acero puede ser cargada hasta 20 veces de su propio peso con oro, en la práctica los cátodos son sacados mucho antes que eso.

El efecto de la temperatura no ha sido determinado experimentalmente, pero se pronostica que a una alta temperatura habría un incremento de la eficiencia. Esto está basado en la alta conductividad de la solución, alta difusión de iones de aurocianuro y menor solubilidad del oxígeno en la solución a alta temperatura. Por consiguiente, un enfriamiento mínimo de la solución eluida debería ser realizado antes de la electrodeposición (Misari 2010: 262).

3.9.3.- Química y mecanismo del proceso

Como cualquier otro proceso de electrodeposición, las reacciones de oxidación que tienen lugar en el ánodo generan electrones, los cuales son consumidos en el cátodo para depositar el metal. Las dos reacciones pueden ser representadas por:

$$4OH^- \rightarrow O_2 + 2H_2O + 4e^-$$
$$e^- + Au(CN)_2^- \rightarrow Au + 2CN^-$$

Reacciones de menos importancia incluyen la deposición de otros metales, como plata y cobre, tanto como la evolución del hidrogeno en el cátodo. Las reacciones anódicas pueden incluir oxidación de iones cianuro.

Las variables que afectan estas reacciones son los voltajes de celda, densidad de corriente, composición de la solución y velocidad de flujo de solución (Misari 2010: 262 - 263).

3.10.- REDUCCIÓN DE ORO A PARTIR DE SOLUCIONES CIANURADAS

El oro comúnmente se deposita a partir de un electrolito en el cual está presente como $Au(CN)_2$, con ánodos insolubles. El uso de ánodos insolubles, generalmente acero inoxidable (18% Cr / 8% Ni con un bajo contenido de Mo o Ti), es una forma común de minimizar la inversión de capital. La concentración del electrolito puede ser mantenida añadiendo sales de oro de acuerdo a la razón de deposición de oro. El espacio entre ánodo y cátodo no es crítico.

En el ánodo de una celda electrolítica se genera oxígeno, mientras que junto a la deposición de oro en el cátodo, se forma hidrógeno:

$$4\ OH^- \rightarrow O_2 + 2\ H_2O + 4e$$

$$2e + 2\ H_20 \rightarrow H_2 + 2OH^-$$

$$NaAu(CN)_2 \rightarrow Na^+ + Au(CN)_2^-$$

$$Au(CN)_2^- \rightarrow Au^+ + 2CN$$

$$e + Au^+ \rightarrow Au$$

Los componentes ligantes de estos iones o moléculas son liberados y el metal se desprende en forma de catión metálico cargado positivamente, el cual se deposita como átomo metálico en el cátodo (Tecsup Virtual s.f.: 19).

CAPÍTULO IV

DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA Y PARTE EXPERIMENTAL

4.1.- MATERIA PRIMA – RELAVE DE CIANURACIÓN

La materia prima utilizada para la recuperación de oro por medio de un sistema de columnas con carbón es una mezcla de 3 relaves debido a que la planta de beneficio realiza diferentes procesos.

El primero de estos relaves (y el más abundante) es uno proveniente de una zona llamada Millonaria, ubicada dentro del mismo San Juan de Chorunga. Técnicamente este material es un “relave de arenillas”, es decir, hace años el mineral (pirita aurífera) de la zona fue procesado de manera artesanal teniendo problemas en la molienda motivo por el cual la arenilla (relave de la amalgamación) tenía una ley nada despreciable.

Viendo que se podría aprovechar esta arenilla, se realizó la cianuración CIP en los 5 reactores de la planta para obtener carbón cargado con oro el cual después será sometido a la desorción y electrodeposición. El relave resultante de este proceso es uno de los tres que serán utilizados como materia prima.

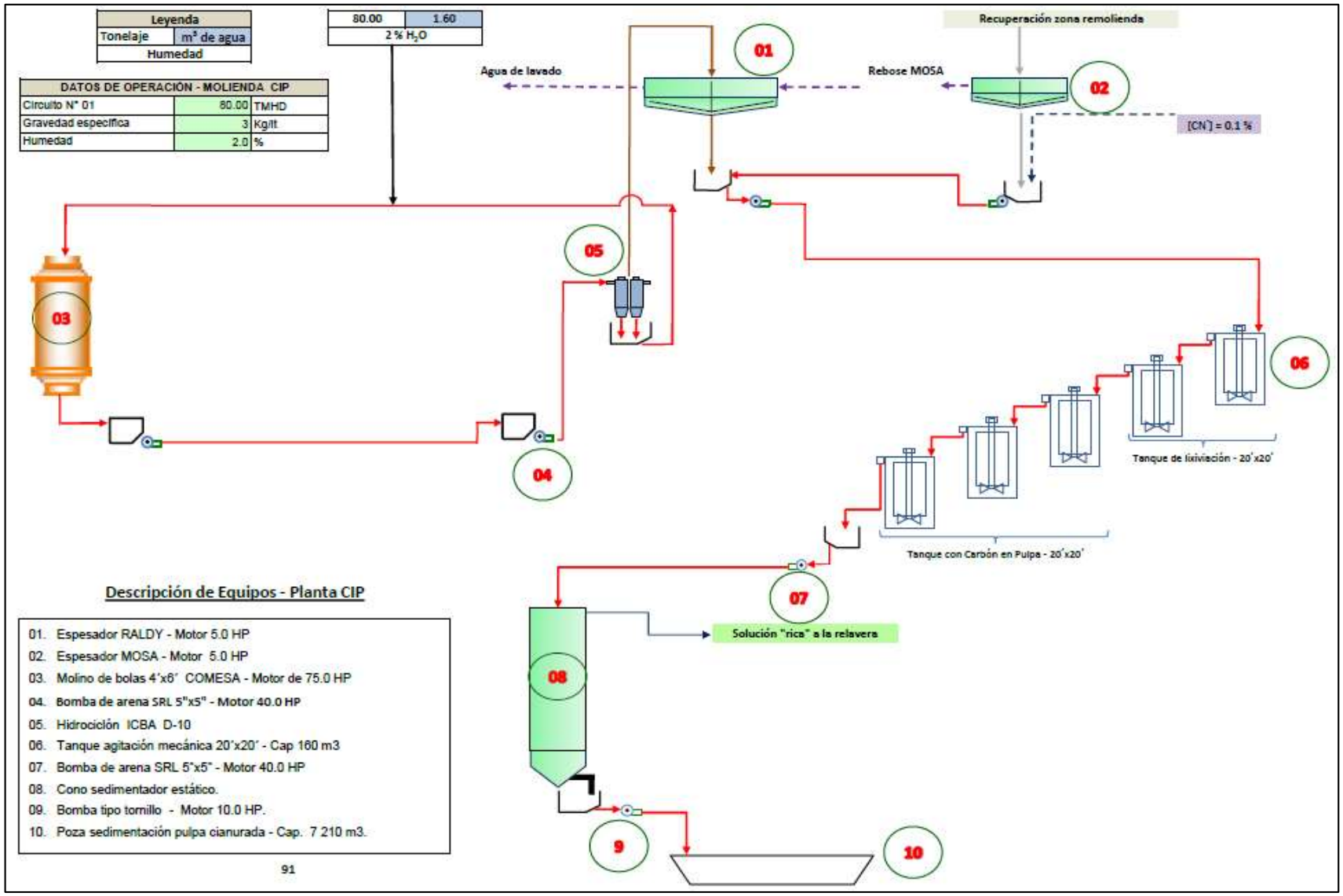
El segundo relave es el producto de la cianuración CIP de las arenillas de acopio que son traídas de ciudades aledañas como Alto Molino, Secocha, etc.

Estas arenillas tienen una “buena ley” (entre 12 gr/t hasta 36 gr/t), pero su tonelaje es pequeño ya que se procesa una vez por semana, a lo mucho 2 veces (los lotes que traen son entre 10 y 30 toneladas).

Finalmente la tercera materia prima utilizada viene a ser un “relave del relave”. Lo llamo así porque el relave de los tanques Pachuca (cuya carga es concentrado y es tratado con el proceso Merrill Crowe) es reutilizado para la cianuración CIP. Su tonelaje también es pequeño al igual que la segunda materia prima.

Estos 3 relaves ya descritos son los que se utilizan para obtener una “solución rica” (que en realidad es barren). Los relaves obtenidos de la cianuración CIP se envían a un cono sedimentador estático con el objetivo de separar rápidamente el barren de la pulpa. El overflow vendría a ser el barren y el underflow la pulpa la cual se envía a una poza de sedimentación cercana. El barren es transportado desde el cono sedimentador hasta la relavera (en donde hay una gran cantidad de barren almacenado) la cual tiene una bomba que es la encargada de alimentar al circuito CIC.

4.2.- FLOW SHEET DEL PROCESO CIP PARA OBTENER LA SOLUCIÓN “RICA”


Leyenda
Tonelaje
m³ de agua
Humedad
80.00
1.60
2 % H₂O
DATOS DE OPERACIÓN - MOLIENDA CIP
Circuito N° 01 80.00 TMHD
Gravedad específica 3 Kg/lt
Humedad 2.0 %
Agua de lavado
Rebose MOSA
Recuperación zona remolienda
[CN⁻] = 0.1 %
01
02
03
04
05
06
07
08
9
10
Tanque de lixiviación - 20'x20'
Tanque con Carbón en Pulpa - 20'x20'
Solución "rica" a la relavera
Descripción de Equipos - Planta CIP
01. Espesador RALDY - Motor 5.0 HP
02. Espesador MOSA - Motor 5.0 HP
03. Molino de bolas 4'x6' COMESA - Motor de 75.0 HP
04. Bomba de arena SRL 5"x5" - Motor 40.0 HP
05. Hidrociclón ICBA D-10
06. Tanque agitación mecánica 20'x20' - Cap 160 m3
07. Bomba de arena SRL 5"x5" - Motor 40.0 HP
08. Cono sedimentador estático.
09. Bomba tipo tornillo - Motor 10.0 HP.
10. Poza sedimentación pulpa cianurada - Cap. 7 210 m3.
91

4.3.- FLOW SHEET DE LA PLANTA CIC

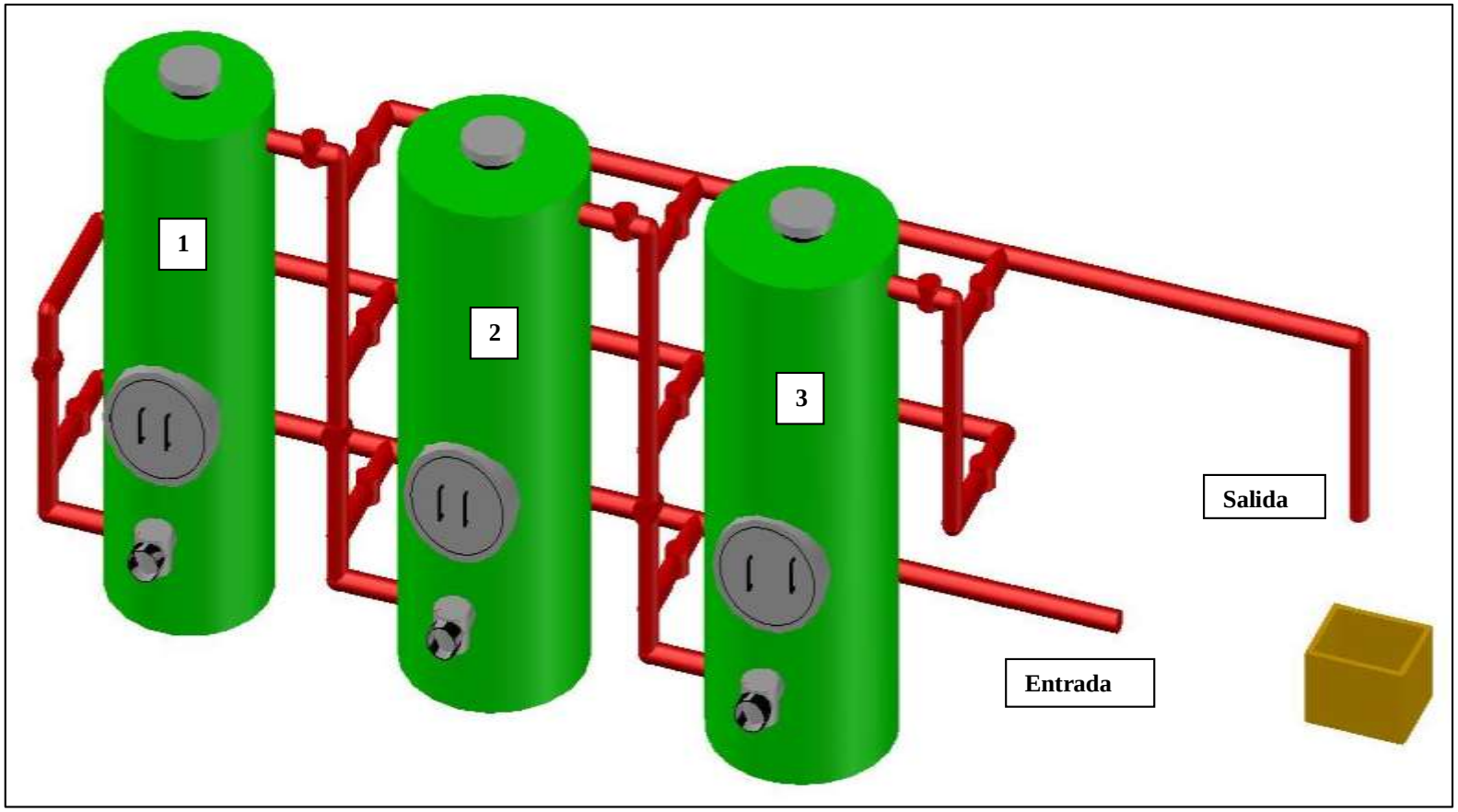


Figura 4-2: Flow sheet de la planta CIC – Vista isométrica

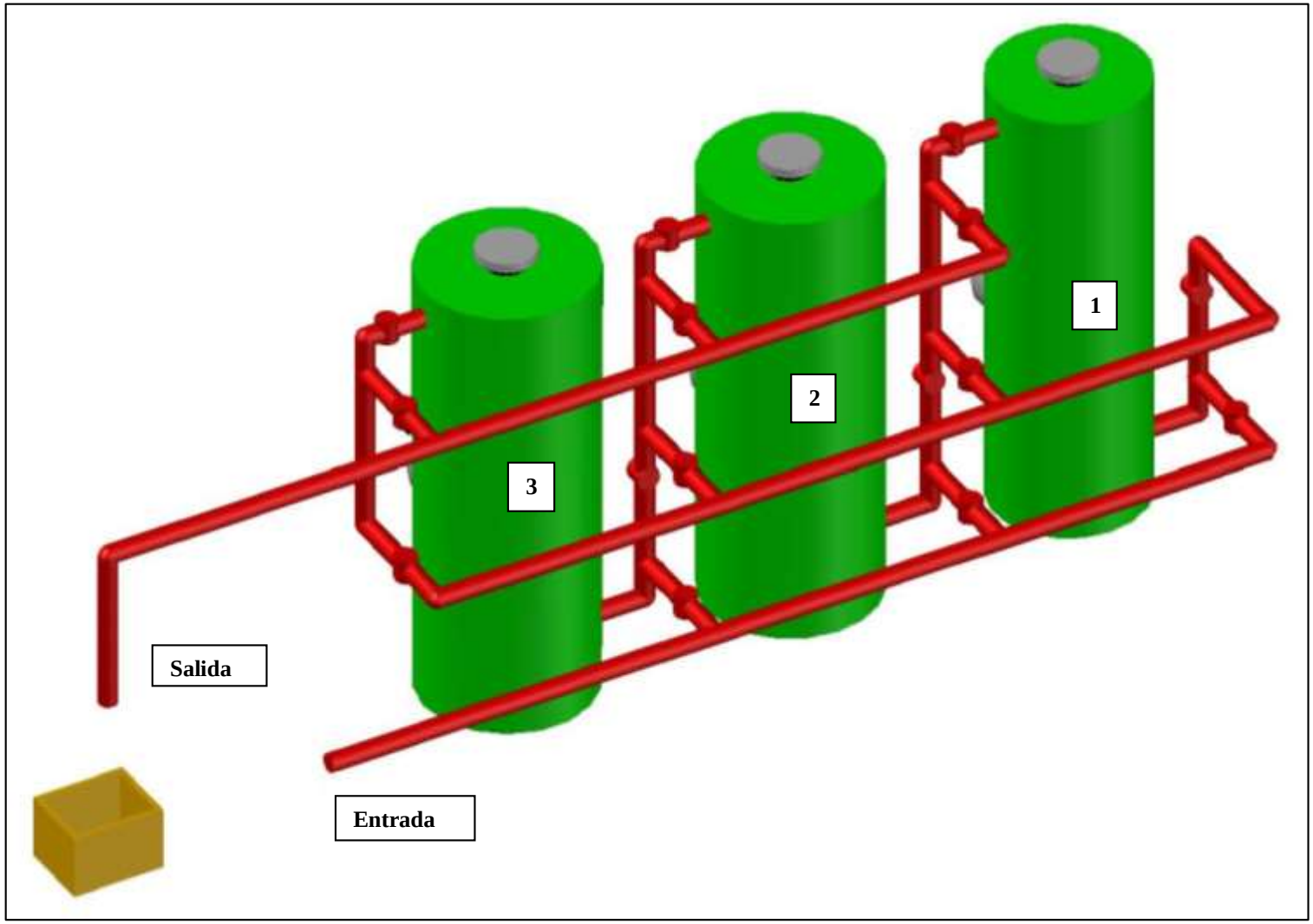


Figura 4-3: Flow sheet de la planta CIC – Vista posterior A

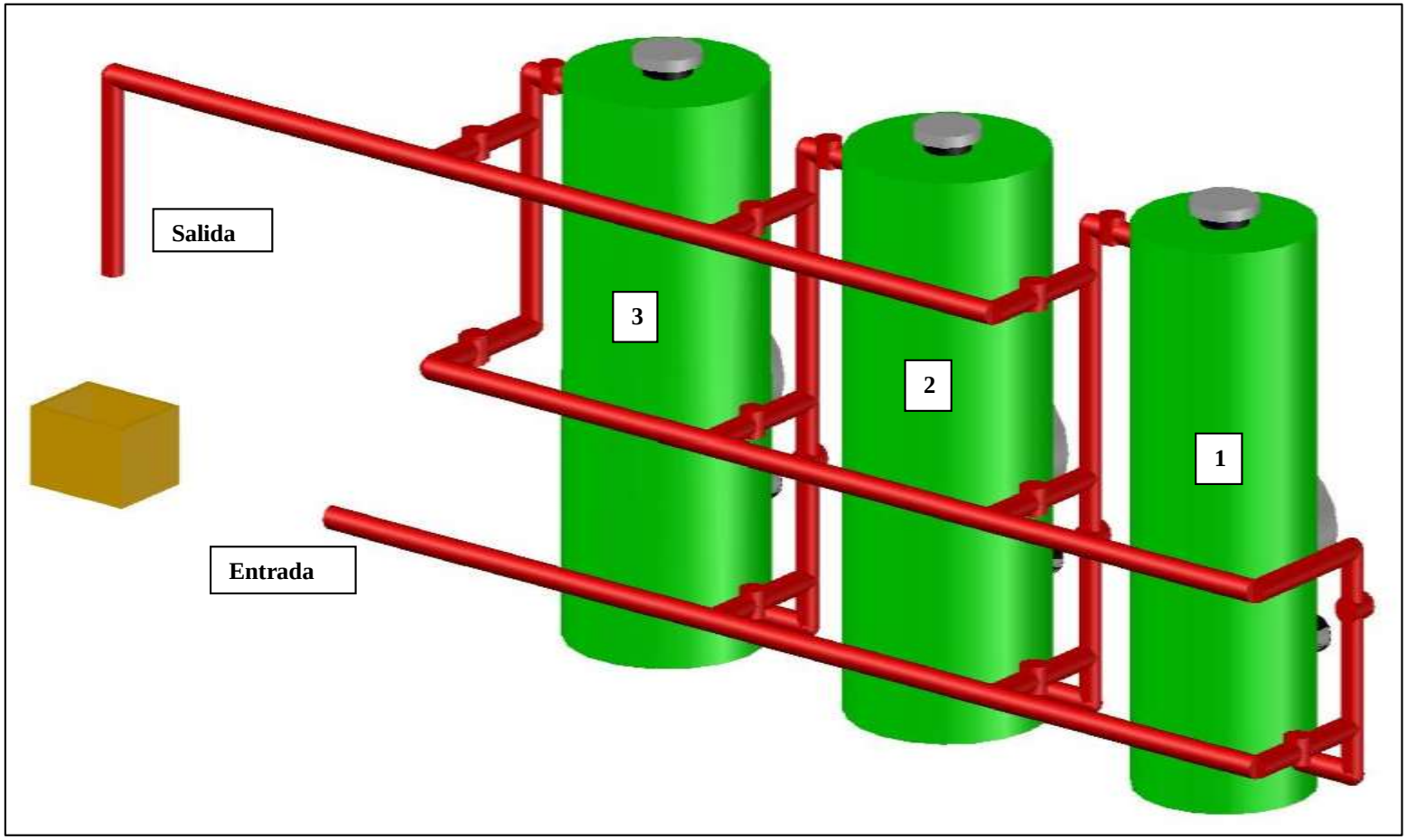


Figura 4-4: Flow sheet de la planta CIC – Vista posterior B

4.4.- ADSORCIÓN EN COLUMNA (CIC) COMO PROCESO ESCOGIDO

4.4.1.- Características de las columnas

El mecanismo del carbón en columna (CIC) ya existía en Century Mining Perú S.A.C. pero por falta de mantenimiento dejo de funcionar.

Tratando de aprovechar el barren existente en la poza de sedimentación se decidió habilitar nuevamente el sistema CIC pero haciendo modificaciones a las tuberías de alimentación y de descarga tanto en la columna 1, 2 y 3. También se cambió la ubicación de las válvulas teniendo en cuenta una mayor funcionalidad y tratando de utilizar la menor cantidad de estas llaves por un tema de ahorro económico.

A las tres columnas que habían se les dio un mantenimiento general y también se les hizo nuevos orificios para acondicionarlas al muevo sistema propuesto.

La columna número 1 tiene un diámetro de 82 cm y las otras 2 columnas tienen un diámetro de 92 cm. Los tres reactores tienen una altura de 244 cm. Cada una tiene su tapa herméticamente cerrada para evitar cualquier tipo de fugas, ya sea de la solución o el mismo carbón.

En la misma tapa superior existe otra tapa más pequeña con un diámetro de 31 cm de diámetro (en las 3 columnas) que es sellado por 10 pernos y es por allí por donde se carga el carbón activado.

En la parte frontal inferior los tres reactores tienen una abertura circular de 55 cm de diámetro el cual está cerrado con una tapa y asegurado con 16 pernos. Este orificio es para que en caso de que se atore la solución con el carbón no sea necesario destapar la tapa superior sino la frontal con lo cual sería más fácil solucionar cualquier inconveniente.

Debajo de dicha tapa frontal hay una válvula de tres pulgadas que es por donde se descarga el carbón activado (ya cargado). Se utiliza sacos para depositar ahí el carbón y estos son trasladados a la parte superior de la columna de desorción para que sigan con el proceso.

La columna número 1 es cargada con 9 sacos de carbón activado (270 kg), y las columnas 2 y 3 (que tienen mayor diámetro que la 1) son cargadas con 13 sacos de carbón cada una (390 kg). La tubería por donde pasa la solución barren y la que une las columnas tiene un diámetro de 4 pulgadas.

Figura 4-5: Construcción de la planta CIC (1)

Figura 4-6: Construcción de la planta CIC (2)

Figura 4-7: Construcción de la planta CIC (3)

4.4.2.- Características del carbón usado

4.4.2.1.- Descripción

El Calgon Carbón Corporation - Carbones para recuperación de oro (GRC) son carbones activados granulares basados en cáscara de coco diseñados específicamente para las operaciones de recuperación de oro. GRC fue desarrollado para tener un alto rendimiento constante y alta actividad.

La capacidad del carbón activado para lograr altas cargas de oro y la relativa facilidad con la que puede ser despojado permite a los procesadores de oro obtener los mayores rendimientos posibles a partir de minerales con alto contenido de plata / oro, minerales carbonosos y minerales que contienen otros metales que forman complejos con cianuro, por ejemplo cobre y níquel (Calgon Carbon 2012: 1).

4.4.2.2.- Características

Cuando se utilizan carbones de GRC, las características que se muestran a continuación proporcionan beneficios individuales y combinados asociados para las plantas que opera:

- Alta adsorción, reduce pérdidas solubles de oro, se ajusta al mineral, tonelaje y ley. GRC permite un tiempo de contacto más corto y una tasa de procesamiento más rápido para el mismo carbón activado.

- Alta dureza, menores pérdidas de carbono y por lo tanto, las pérdidas de oro inferiores.

- Fácil regeneración, bajo costo de operación.

- Cascara de coco como materia prima, alta resistencia a la fractura.
- Buen tamaño de partícula para una operación estable.

- Rendimiento constante lo que significa que los parámetros del circuito no necesitan ser ajustados tan a menudo.

- Fácil de manejar y almacenar, incluso al aire libre.

Tabla 4-1: Especificaciones del carbón usado

Especificaciones	GRC 20
Actividad de butano en peso *	17.5% (min)
Contenido de cenizas en peso	4% (max)
Contenido de humedad en peso **	5% (max)
Número de Dureza	98 (min)
Las plaquetas por Peso	5% (max)

* La actividad de butano correlacionado con CTC (tetracloruro de carbono por sus siglas en inglés) por la ecuación CTC = 2.55x Actividad del butano.
** Como envasados (Calgon Carbon 2012: 1).

4.4.3.- Características de las bombas

4.4.3.1.- Bomba ESPIASA 5x5 (2)

Estas bombas están diseñadas para transporte de pulpa abrasivas en la Industria Minera, con alta eficiencia y bajo costo.

- Caudales desde 50 GPM - 5500 GPM

- 1770 RPM

- 30 HP

- Alimentación de 30-70% de sólidos

- Utilizan para el sello una línea de agua a presión.

- Impulsor con alma de acero fundido nodular con revestimiento de caucho natural antiabrasivo y/o poliuretano (ESPIASA s.f.: 1).

4.4.3.2.- Electrobomba autocebante Hidrostal (1)

La electrobomba autocebante es un equipo de bombeo compacto y de gran versatilidad. Tiene como gran ventaja el que no necesita cebado de la tubería de succión. Un mínimo de componentes, y una construcción simple y robusta garantizan un servicio eficiente y libre de mantenimiento. Tiene un motor abierto para suministro trifásico de 220/440 V, 60Hz, 3450 RPM; hasta 3.4 HP.

- Caja: Fabricada en fierro fundido; alternativamente se suministra en bronce.

- Impulsor: Fabricado en fierro fundido nodular o en bronce, alternativamente se suministra en acero inoxidable, diseñado para la máxima eficiencia de bombeo. Balanceado electrónicamente para evitar vibraciones. Está montado sobre el eje del motor especialmente diseñado para esta aplicación, evitando vibraciones y asegurando un perfecto alineamiento.

- Sello Mecánico: Marca John Crane Tipo 6 para las electrobombas con eje Ø 5/8" y tipo 21 para las de eje Ø 1.1/8, construidos con elementos de bronce, acero inoxidable y buna, cara de cerámica y carbón, diseñado para condiciones severas, de hasta 90°C y 75 PSI. No requiere ajuste ni mantenimiento (Hidrostal s.f.: 1).

4.4.4.- Flujo de la solución a tratar

Este proyecto de recuperar oro de la solución barren de los relaves solo se realizó por un periodo, desde el 19 de Junio al 19 de Julio del 2014 (1 mes) debido a que como el circuito era cerrado (entraba barren a las columnas y la “cola” que salía se enviaba nuevamente a la relavera), por lo tanto, cada vez

el barren iba teniendo menos porcentaje de oro y obviamente económicamente ya no sería atractivo.

Además hay que tener en cuenta que no se trabajó el mes completo en el sistema de columnas, sino solo 25 días, esto debido a diversos problemas como:

- El barren por temas de ahorro normalmente se utiliza para el proceso CIL debido a su alto contenido de cianuro. Esto originó que se trabajen menos horas en las columnas.

- Debido a la antigüedad de las bombas Hidrostal y ESPIASA es que se le tenía que hacer un mantenimiento más seguido, provocando menos horas de trabajo.

- Por problemas con el grupo electrógeno es que entre los días 11 de julio y 16 de julio del 2014 se suspendió el tratamiento del barren en las columnas.

El volumen del barren pasado en todo el tiempo trabajado fue 7559,46 m^3 y el tiempo total en estos 25 días fue de 548.8 hr haciendo un flujo promedio de 13.77 m^3/hr. Más adelante en la tabla 4-4 se detallara los días y horas de trabajo en las columnas de adsorción.

4.5.- LEYES DE ORO POR ETAPA DEL PROCESO

4.5.1.- Resultados y análisis de oro en la solución de cabeza

Tabla 4-2: Ley de cabeza de la solución barren que alimenta a la columna N°1

Datos de operación CIC			
Día	**Ley de Cabeza del Barren (gr/m³)**	**Día**	**Ley de Cabeza del Barren (gr/m³)**
19-jun	1.021	05-jul	0.401
20-jun	0.922	06-jul	0.36
21-jun	0.839	07-jul	0.306
22-jun	0.712	08-jul	0.294
23-jun	0.671	09-jul	0.333
24-jun	0.531	10-jul	0.308
25-jun	0.545	11-jul	0
26-jun	0.564	12-jul	0
27-jun	0.467	13-jul	0
28-jun	0.408	14-jul	0
29-jun	0.348	15-jul	0
30-jun	0.346	16-jul	0
01-jul	0.276	17-jul	0.279
02-jul	0.323	18-jul	0.274
03-jul	0.312	19-jul	0.282
04-jul	0.332		

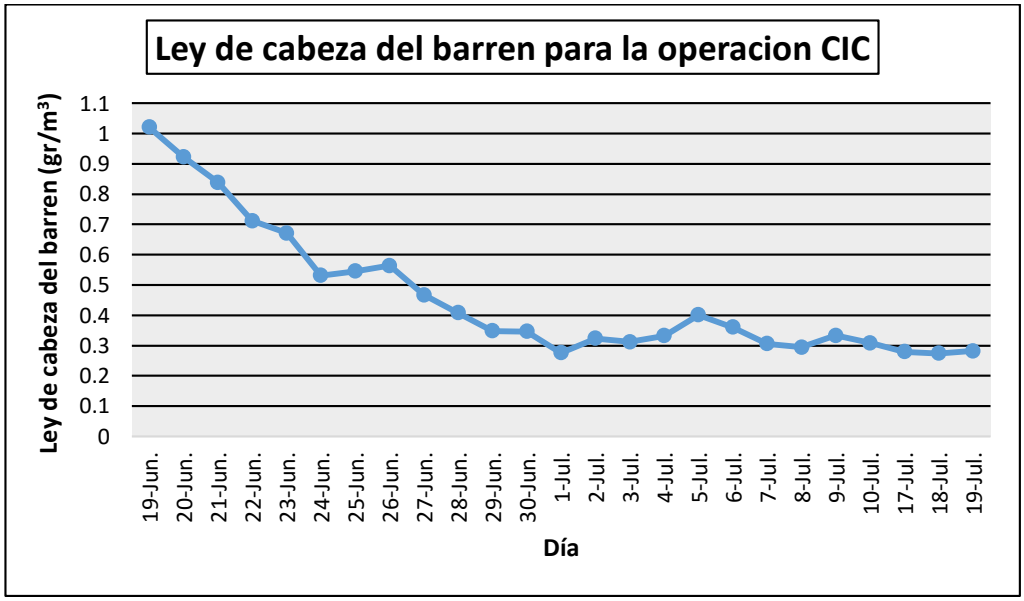


Gráfico 4-1: Ley de cabeza de la solución barren que alimenta a la columna N° 1

Nota: En el grafico no se consideró el intervalo de días 11 de Julio – 16 de Julio ya que en ese periodo no hubo operación CIC.

Claramente se puede apreciar que la ley de cabeza del barren fue disminuyendo con el transcurrir de los días de la operación debido al circuito cerrado antes explicado. Empezó con una ley de 1.021% de Au y terminó con 0.282% de Au.

Estos datos fueron proporcionados por el laboratorio químico de la planta. El principio del método utilizado es precipitar la solución tomada, para tener una muestra representativa.

4.5.1.1.- Método para obtener la ley de Oro

- ***Aparatos y equipos:***

  - Vasos precipitados.
  - Embudo estriado de tallo largo
  - Espátulas
  - Vidrio de reloj
  - Probeta
  - Frasco gotero
  - Frasco de reactivos
  - Piseta
  - Agitador de vidrio.
  - Parrilla eléctrica
  - Gradilla.
  - Equipos complementarios.

- ***Procedimiento:***
  - Lavar los recipientes a utilizar.

- Tomar una muestra de la solución de cabeza (entrada a columna N° 1) de 500 ml. Agitar y homogenizar la solución.

- Precipitar, verter 100 ml. de solución en un vaso precipitado más 3 gotas de ferrocianuro de potasio y luego 20 ml. de solución extractiva, más 20 ml. de ácido Sulfúrico.

- Filtrar la muestra precipitada y luego enviar a la sala de pesado de muestras.

4.5.2.- Resultados y análisis de oro en la solución de cola

Tabla 4-3: Ley de cola de la solución barren que sale de la columna N° 3

Datos de operación CIC			
Día	**Ley de cola del barren (gr/m^3)**	**Día**	**Ley de cola del barren (gr/m^3)**
19-jun	0.097	05-jul	0.084
20-jun	0.074	06-jul	0.071
21-jun	0.106	07-jul	0.103
22-jun	0.229	08-jul	0.129
23-jun	0.198	09-jul	0.159
24-jun	0.224	10-jul	0.159
25-jun	0.311	11-jul	0
26-jun	0.292	12-jul	0
27-jun	0.301	13-jul	0
28-jun	0.159	14-jul	0
29-jun	0.168	15-jul	0
30-jun	0.221	16-jul	0
01-jul	0.203	17-jul	0.02
02-jul	0.153	18-jul	0.132
03-jul	0.048	19-jul	0.152
04-jul	0.078		

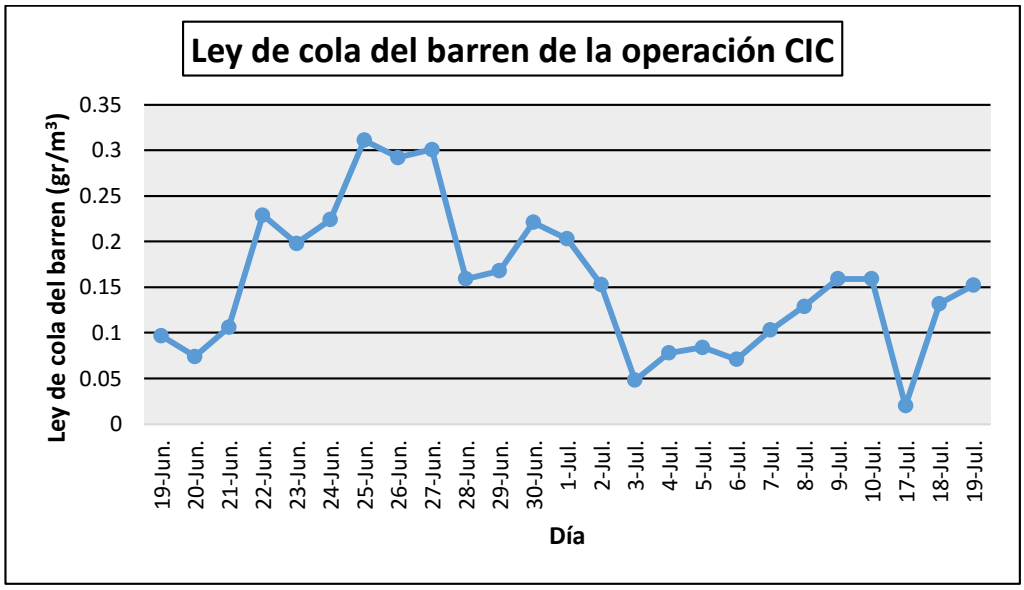


Gráfico 4-2: Ley de cola de la solución barren que sale de la columna N° 3

Nota: En el grafico no se consideró el intervalo de días 11 de Julio – 16 de Julio ya que en ese periodo no hubo operación CIC.

El primer día de operación (19 de junio) se tuvo una buena eficiencia (90% de adsorción), esto debido a que el carbón utilizado (GRC-20 / 6x12-Calgon) era un producto nuevo. En los días posteriores esa eficiencia fue decreciendo porque el carbón estaba más cargado, lo que generaba una menor capacidad de adsorción. El ultimo día se llegó a una eficiencia de 46.1%.

4.5.3.- Resultados y análisis de oro en el carbón después de la adsorción

Tabla 4-4: Cantidad de oro adsorbido en el carbón

Adsorción en CIC					
Día	**Volumen (m^3)**	**Ley de entrada (gr/m^3)**	**Ley de salida (gr/m^3)**	**Gramos adsorbidos (finos)**	**Gramos acumulados (finos)**
19-jun	197.04	1.021	0.097	165.87	165.87
20-jun	394.08	0.922	0.074	304.44	470.31
21-jun	348	0.839	0.106	232.38	702.69
22-jun	319	0.712	0.229	140.37	843.06
23-jun	333.5	0.671	0.198	143.71	986.77
24-jun	348	0.531	0.224	97.33	1084.1
25-jun	348	0.545	0.311	74.18	1158.28
26-jun	319	0.564	0.292	79.05	1237.33
27-jun	304.5	0.467	0.301	46.05	1283.38
28-jun	276	0.408	0.159	62.61	1345.99
29-jun	288	0.348	0.168	47.23	1393.22
30-jun	288	0.346	0.221	32.8	1426.02
01-jul	288	0.276	0.203	19.16	1445.18
02-jul	288	0.323	0.153	44.6	1489.78
03-jul	240	0.312	0.048	57.72	1547.5
04-jul	288	0.332	0.078	66.65	1614.15
05-jul	180	0.401	0.084	51.98	1666.13
06-jul	278.64	0.36	0.071	73.36	1739.49
07-jul	268.8	0.306	0.103	49.7	1789.19
08-jul	113.3	0.294	0.129	17.03	1806.22
09-jul	303.6	0.333	0.159	48.13	1854.35
10-jul	252	0.308	0.159	34.21	1888.56
11-jul	0	0	0	0	1888.56
12-jul	0	0	0	0	1888.56
13-jul	0	0	0	0	1888.56
14-jul	0	0	0	0	1888.56
15-jul	0	0	0	0	1888.56
16-jul	0	0	0	0	1888.56
17-jul	432	0.279	0.02	101.93	1990.49
18-jul	432	0.274	0.132	55.89	2046.38
19-jul	432	0.282	0.152	51.16	2097.54

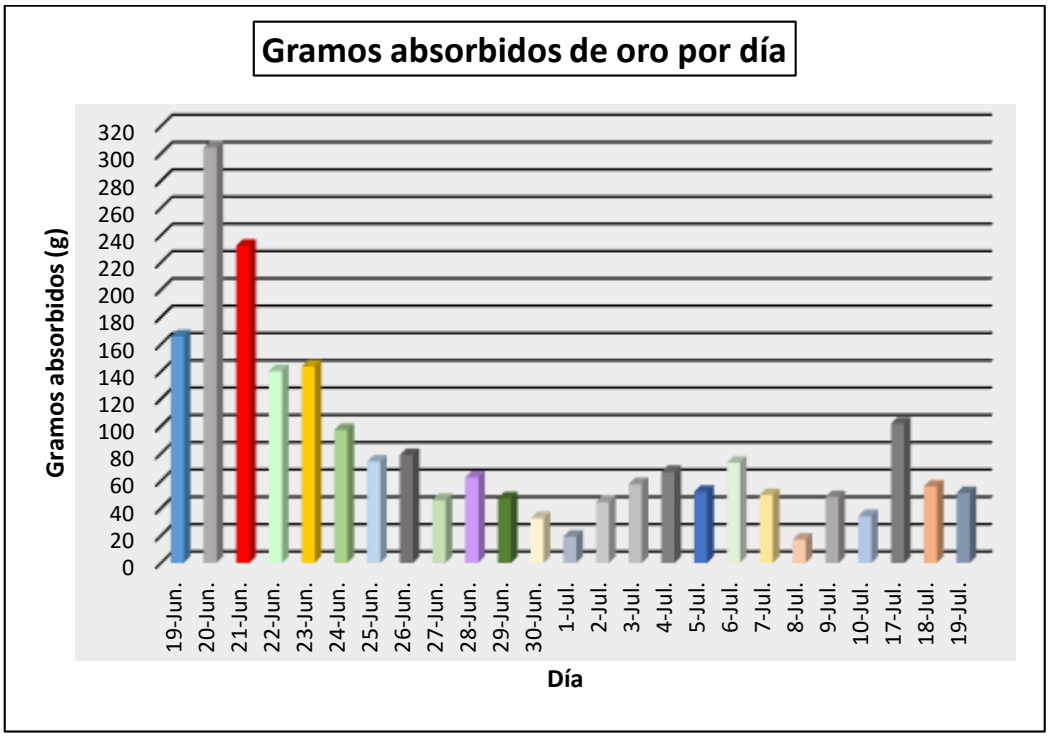


Gráfico 4-3: Gramos absorbidos de oro por día

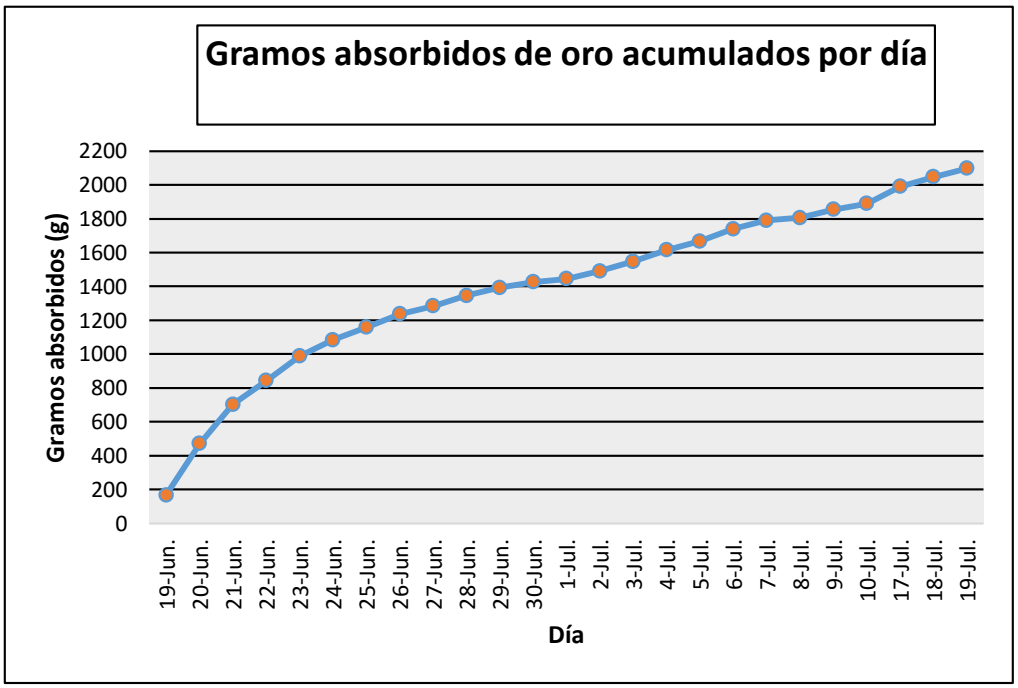


Gráfico 4-4: Gramos absorbidos de oro acumulados por día

Nota: En los gráficos 4-3 y 4-4 no se consideró el intervalo de días 11 de Julio – 16 de Julio ya que en ese periodo no hubo operación CIC.

Los gramos auríferos adsorbidos por el carbón están en función del volumen que pasa por las columnas y de la ley del oro. En casi toda el gráfico 4-3 se nota un orden descendente de adsorción debido a la disminución de la ley, aunque hay días que tienen más adsorción que el anterior, pero ya es por el factor de metros cúbicos que pasaron. Un claro ejemplo es el los 2 primeros días de operación (19 y 20 de junio).

El primer día tiene una mejor ley que el segundo, pero en el segundo día se pasaron 197 m^3 más. Lógicamente el día que paso mayor volumen de barren tiene una mejor recuperación. El día 19 de junio la adsorción fue de 165.87 gr (su ley de entrada fue 1.021 gr/m^3) y el día 20 de junio la adsorción fue de 304.44 gr (su ley de entrada fue 0.922 gr/m^3). La cantidad total acumulada en los 25 días de operación fue de 2302.41 (tabla 4-4) gramos de oro grueso (con impurezas) y de 2097.54 de oro fino (se multiplicó el oro grueso con el factor 91.1% para convertirlo en oro fino).

El laboratorio químico es el encargado de analizar las muestras de carbón cargado y emitir sus resultados. En la tabla 4-3 los resultados son en base a un cálculo matemático entre el volumen y las leyes de entrada y salida. Cuando se examinó el carbón en si (1 vez a la semana), los resultados eran muy similares a los calculados. El método utilizado en el laboratorio para el carbón cargado consiste en fundir y copelar la muestra en donde separamos el plomo y las impurezas.

4.5.3.1.- Método para obtener la cantidad de oro adsorbido en el carbón

- ***Procedimiento***

- Pesar 10 gr. de carbón por triplicado e introducir en un crisol de arcilla y calcinar a 600 ºC en mufla, sacar, enfriar y luego adicionar mezcla fundente.

- Mezclar y homogenizar.

- Calcinar aproximadamente por 8 horas

- Fundir a una temperatura de 1010 ºC aproximadamente por 40 minutos, vaciar a la lingotera, dejar enfriar y formar el regulo de plomo y luego copelar durante 45 minutos.

- Sacar el dore de las copelas, limpiar y chancarlas.

- Colocar el dore en los crisoles de porcelana para realizar el ataque químico con ácido nítrico.

- Cuando deje de reaccionar, adicionar unas gotas de ácido nítrico concentrado, y esperar que cabe la reacción.

- Decantar y lavar con agua desionizada.

- Secar y calcinar el oro.

- Esperar que enfrié y pesar.

4.6.- BALANCE METALÚRGICO DE LA RECUPERACIÓN DE ORO

Tabla 4-5: Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC (1)

Datos de operación CIC								
Día	**m^3/h**	**h**	**m^3**	**Ley IN (gr/m^3)**	**Ley OUT (gr/m^3)**	**Eficiencia (%)**	**Oro grueso (gr)**	**Acumulado (gr)**
19-jun	16.4	12	197	1.021	0.097	90.5	182.06	182.06
20-jun	16.4	24	394.1	0.922	0.074	91.97	334.18	516.24
21-jun	14.5	24	348	0.839	0.106	87.37	255.08	771.33
22-jun	14.5	22	319	0.712	0.229	67.84	154.08	925.41
23-jun	14.5	23	333.5	0.671	0.198	70.49	157.75	1083.15
24-jun	14.5	24	348	0.531	0.224	57.82	106.84	1189.99
25-jun	14.5	24	348	0.545	0.311	42.94	81.43	1271.42
26-jun	14.5	22	319	0.564	0.292	48.23	86.77	1358.19
27-jun	14.5	21	304.5	0.467	0.301	35.55	50.55	1408.73
28-jun	12	23	276	0.408	0.159	61.03	68.72	1477.46
29-jun	12	24	288	0.348	0.168	51.72	51.84	1529.3
30-jun	12	24	288	0.346	0.221	36.13	36	1565.3
01-jul	12	24	288	0.276	0.203	26.45	21.02	1586.32
02-jul	12	24	288	0.323	0.153	52.63	48.96	1635.28
03-jul	10	24	240	0.312	0.048	84.62	63.36	1698.64
04-jul	12	24	288	0.332	0.078	76.51	73.15	1771.79
05-jul	10	18	180	0.401	0.084	79.05	57.06	1828.85
06-jul	11.6	24	278.6	0.36	0.071	80.28	80.53	1909.38
07-jul	11.2	24	268.8	0.306	0.103	66.34	54.57	1963.95
08-jul	11	10.3	113.3	0.294	0.129	56.12	18.69	1982.64
09-jul	18.4	16.5	303.6	0.333	0.159	52.25	52.83	2035.47
10-jul	12	21	252	0.308	0.159	48.38	37.55	2073.02
11-jul	0	0	0	0	0	0	0	2073.02
12-jul	0	0	0	0	0	0	0	2073.02
13-jul	0	0	0	0	0	0	0	2073.02
14-jul	0	0	0	0	0	0	0	2073.02
15-jul	0	0	0	0	0	0	0	2073.02
16-jul	0	0	0	0	0	0	0	2073.02
17-jul	18	24	432	0.279	0.02	92.83	111.89	2184.9
18-jul	18	24	432	0.274	0.132	51.82	61.34	2246.25
19-jul	18	24	432	0.282	0.152	46.1	56.16	2302.41
Total	**344.55**	**548.8**	**7559.46**	**0.369**	**0.125**	**50.16**		

Tabla 4-6: Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC (2)

Cálculos de operación en CIC							
Día	Adsorción		Oro fino				Eficiencia (%)
	Cabeza (gr)	Cola (gr)	Oro por día (gr)	Oro acumulado (gr)	Onzas (oz)	Acumulado (oz)	
19-jun	201.18	19.11	165.86	165.86	5.33	5.33	82.45
20-jun	363.34	29.16	304.44	470.30	9.79	15.12	83.79
21-jun	291.97	36.89	232.38	702.68	7.47	22.59	79.59
22-jun	227.13	73.05	140.36	843.04	4.51	27.10	61.80
23-jun	223.78	66.03	143.71	986.75	4.62	31.72	64.22
24-jun	184.79	77.95	97.33	1084.08	3.13	34.85	52.67
25-jun	189.66	108.23	74.18	1158.26	2.39	37.24	39.11
26-jun	179.92	93.15	79.05	1237.31	2.54	39.78	43.93
27-jun	142.20	91.65	46.05	1283.36	1.48	41.26	32.38
28-jun	112.61	43.88	62.61	1345.96	2.01	43.27	55.60
29-jun	100.22	48.38	47.23	1393.19	1.52	44.79	47.12
30-jun	99.65	63.65	32.80	1425.99	1.05	45.85	32.91
01-jul	79.49	58.46	19.15	1445.14	0.62	46.46	24.10
02-jul	93.02	44.06	44.60	1489.74	1.43	47.90	47.95
03-jul	74.88	11.52	57.72	1547.46	1.86	49.75	77.08
04-jul	95.62	22.46	66.64	1614.10	2.14	51.89	69.70
05-jul	72.18	15.12	51.98	1666.09	1.67	53.57	72.02
06-jul	100.31	19.78	73.36	1739.45	2.36	55.92	73.13
07-jul	82.25	27.69	49.71	1789.16	1.60	57.52	60.44
08-jul	33.31	14.62	17.03	1806.19	0.55	58.07	51.13
09-jul	101.10	48.27	48.12	1854.31	1.55	59.62	47.60
10-jul	77.62	40.07	34.21	1888.52	1.10	60.72	44.07
11-jul	0.00	0.00	0.00	1888.52	0.00	60.72	0.00
12-jul	0.00	0.00	0.00	1888.52	0.00	60.72	0.00
13-jul	0.00	0.00	0.00	1888.52	0.00	60.72	0.00
14-jul	0.00	0.00	0.00	1888.52	0.00	60.72	0.00
15-jul	0.00	0.00	0.00	1888.52	0.00	60.72	0.00
16-jul	0.00	0.00	0.00	1888.52	0.00	60.72	0.00
17-jul	120.53	8.64	101.93	1990.45	3.28	63.99	84.57
18-jul	118.37	57.02	55.88	2046.33	1.80	65.79	47.21
19-jul	121.82	65.66	51.16	2097.49	1.64	67.44	42.00
Total	**3486.94**	**1184.53**	**2097.49**		**67.44**		**66.03**

Tabla 4-7: Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC (3)

Cuadro resumen de la planta CIC									
Proceso	Datos de operación					Adsorción		Onzas acumu -ladas	Eficien - cia (%)
	m^3/h	h	m^3	Ley cabeza (gr/m^3)	Ley cola (gr/m^3)	Cabeza (gr)	Cola (gr)		
CIC	13.77	548.8	7559.5	0.369	0.125	3486.94	1184.5	67.44	
Total	13.77	548.8	7559.5	0.369	0.125	3486.94	1184.5	67.44	60.15

4.7.- ANÁLISIS DE LA VARIANZA DE UN SOLO FACTOR (ANOVA)

Este es un caso particular de diseño de experimentos: Se estudia el efecto de un único factor (adsorción de oro) con 3 variantes (los 3 tratamientos en diferentes reactores a comparar) sobre la media de la variable respuesta (eficiencia, que debe ser la menor posible).

4.7.1.- Desarrollo

- Factor: Adsorción de oro
- Variantes: CIC, Tanque Verde y Eral
- Variable respuesta: Eficiencia
- Objetivo: ¿Existen diferencias entre las eficiencias medias en la adsorción de oro de los 3 reactores?
- Asumimos un nivel de significancia de $\alpha=0.05$

$$H_0: m_1 = m_2 = m_3 \text{ (hipótesis nula)}$$

$$H_1: \exists i, j \; ; \; i \neq j \; / \; m_1 \neq m_2 \text{ (hipótesis alternativa)}$$

Para desarrollar la tabla ANOVA se requiere como dato la “eficiencia” del proceso CIC y compararlo con la “eficiencia” de otros circuitos, en este caso la del Eral y la del Tanque Verde.

En el circuito Eral, la “solución rica” (en si es barren) viene de la poza de sedimentación #2. Este reactor tiene un diámetro de 3 metros y una altura de 1.8 metros. Es cargado con 36 sacos de carbón activado (1080 Kg).

En el circuito del Tanque Verde, “la solución rica” (en si es barren) viene de la poza de sedimentación #3. Este reactor tiene un diámetro de 1.3 metros y una altura de 1.80 metros. Es cargado con 18 sacos de carbón activado (540 Kg).

Tabla 4-8: Datos de operación del circuito Eral – Balance Metalúrgico (1)

Datos operación eral								
Día	**m^3/h**	**Hr**	**m^3**	**Ley IN (gr/m^3)**	**Ley OUT (gr/m^3)**	**Eficiencia (%)**	**Au (gr)**	**Acumu-lado (gr)**
20-jun	2.5	24	60	0.922	0.292	68.33	37.8	37.8
21-jun	4.5	22	99	0.839	0.074	91.18	75.74	113.54
22-jun	4.5	22	99	0.712	0.071	90.03	63.46	176.99
23-jun	4	23	92	0.671	0.081	87.93	54.28	231.27
24-jun	5	24	120	0.531	0.069	87.01	55.44	286.71
25-jun	5	24	120	0.545	0.068	87.52	57.24	343.95
26-jun	5	22	110	0.564	0.079	85.99	53.35	397.3
27-jun	5	21	105	0.467	0.078	83.3	40.85	438.15
28-jun	8	23	184	0.408	0.074	81.86	61.46	499.61
29-jun	8	24	192	0.348	0.078	77.59	51.84	551.45
30-jun	8	24	192	0.346	0.11	68.21	45.31	596.76
01-jul	8	24	192	0.276	0.107	61.23	32.45	629.21
02-jul	8	24	192	0.214	0.079	63.08	25.92	655.13
03-jul	5	24	120	0.312	0.12	61.54	23.04	678.17
04-jul	4	24	96	0.332	0.131	60.54	19.3	697.46
05-jul	7.4	18	133.2	0.401	0.148	63.09	33.7	731.16
06-jul	7	24	166.8	0.36	0.139	61.39	36.86	768.02
07-jul	8	24	192	0.306	0.15	50.98	29.95	797.98
08-jul	8	10.5	84	0.294	0.182	38.1	9.41	807.38
09-jul	1.2	16.5	19.8	0.333	0.084	74.77	4.93	812.31
10-jul	0	0	0	0	0	0	0	812.31
11-jul	16	24	384	0.263	0.134	49.05	49.54	861.85
12-jul	16	10	160	0.25	0.139	44.4	17.76	879.61
13-jul	16	24	384	0.24	0.158	34.17	31.49	911.1
14-jul	16	24	384	0.235	0.162	31.06	28.03	939.13
15-jul	16	24	384	0.268	0.224	16.42	16.9	956.03
16-jul	16	24	384	0.233	0.202	13.3	11.9	967.93
17-jul	16	24	384	0.279	0.209	25.09	26.88	994.81
Total	**228.1**	**596**	**5032.8**	**0.391**	**0.12**	**59.18**		

Tabla 4-9: Datos de operación del circuito Eral – Balance Metalúrgico (2)

Cálculos de operación eral							
Día	Adsorción		Oro fino				Eficiencia (%)
	Cabeza (gr)	Cola (gr)	Au por día (gr)	Au acumulado (gr)	Onzas (oz)	Acumu-lado (oz)	
20-jun	55.32	17.52	34.44	34.44	1.11	1.11	62.25
21-jun	83.06	7.33	68.99	103.43	2.22	3.33	83.06
22-jun	70.49	7.03	57.81	161.24	1.86	5.18	82.02
23-jun	61.73	7.45	49.45	210.69	1.59	6.77	80.1
24-jun	63.72	8.28	50.51	261.2	1.62	8.4	79.26
25-jun	65.4	8.16	52.15	313.34	1.68	10.07	79.73
26-jun	62.04	8.69	48.6	361.94	1.56	11.64	78.34
27-jun	49.04	8.19	37.21	399.15	1.2	12.83	75.88
28-jun	75.07	13.62	55.99	455.14	1.8	14.63	74.58
29-jun	66.82	14.98	47.23	502.37	1.52	16.15	70.68
30-jun	66.43	21.12	41.28	543.65	1.33	17.48	62.14
01-jul	52.99	20.54	29.56	573.21	0.95	18.43	55.78
02-jul	41.09	15.17	23.61	596.82	0.76	19.19	57.47
03-jul	37.44	14.4	20.99	617.81	0.67	19.86	56.06
04-jul	31.87	12.58	17.58	635.39	0.57	20.43	55.15
05-jul	53.41	19.71	30.7	666.09	0.99	21.42	57.48
06-jul	60.05	23.19	33.58	699.67	1.08	22.49	55.93
07-jul	58.75	28.8	27.29	726.96	0.88	23.37	46.44
08-jul	24.7	15.29	8.57	735.53	0.28	23.65	34.7
09-jul	6.59	1.66	4.49	740.02	0.14	23.79	68.12
10-jul	0	0	0	740.02	0	23.79	0
11-jul	100.99	51.46	45.13	785.14	1.45	25.24	44.68
12-jul	40	22.24	16.18	801.32	0.52	25.76	40.45
13-jul	92.16	60.67	28.69	830.01	0.92	26.69	31.13
14-jul	90.24	62.21	25.54	855.55	0.82	27.51	28.3
15-jul	102.91	86.02	15.39	870.94	0.49	28	14.96
16-jul	89.47	77.57	10.84	881.78	0.35	28.35	12.12
17-jul	107.14	80.26	24.49	906.27	0.79	29.14	22.86
Total	**1708.92**	**714.11**	**906.27**		**29.14**		**53.03**

Tabla 4-10: Datos de operación del circuito del Tanque Verde – Balance Metalúrgico (1)

Datos operación tanque verde								
Día	**m^3/h**	**Hr**	**m^3**	**Ley IN (gr/m^3)**	**Ley OUT (gr/m^3)**	**Eficiencia (%)**	**Au (gr)**	**Acumu-lado (gr)**
17-jun	25	16	400	0.682	0.141	79.33	216.4	216.4
18-jun	30	24	720	0.579	0.182	68.57	285.84	502.24
19-jun	30	22	660	0.384	0.152	60.42	153.12	655.36
20-jun	30	22	660	0.218	0.081	62.84	90.42	745.78
21-jun	30	23	690	0.342	0.201	41.23	97.29	843.07
22-jun	30	24	720	0.429	0.308	28.21	87.12	930.19
23-jun	30	24	720	0.298	0.198	33.56	72	1002.19
24-jun	30	24	720	0.241	0.138	42.74	74.16	1076.35
25-jun	25	24	600	0.224	0.162	27.68	37.2	1113.55
26-jun	25	24	600	0.227	0.148	34.8	47.4	1160.95
27-jun	30	24	720	0.272	0.205	24.63	48.24	1209.19
28-jun	30	24	720	0.268	0.187	30.22	58.32	1267.51
29-jun	30	24	720	0.241	0.209	13.28	23.04	1290.55
30-jun	30	24	720	0.332	0.201	39.46	94.32	1384.87
01-jul	30	16	480	0.228	0.042	81.58	89.28	1474.15
02-jul	30	24	720	0.214	0.079	63.08	97.2	1571.35
03-jul	30	24	720	0.194	0.082	57.73	80.64	1651.99
04-jul	30	24	720	0.184	0.102	44.57	59.04	1711.03
05-jul	30	18	540	0.252	0.081	67.86	92.34	1803.37
06-jul	30	24	720	0.192	0.091	52.6	72.72	1876.09
07-jul	30	24	720	0.128	0.086	32.81	30.24	1906.33
08-jul	30	23	690	0.235	0.108	54.04	87.63	1993.96
09-jul	30	18	540	0.174	0.088	49.43	46.44	2040.4
10-jul	30	12	360	0.176	0.092	47.73	30.24	2070.64
11-jul	30	24	720	0.139	0.081	41.73	41.76	2112.4
12-jul	30	24	720	0.144	0.057	60.42	62.64	2175.04
13-jul	30	24	720	0.184	0.02	89.13	118.08	2293.12
14-jul	30	24	720	0.178	0.02	88.76	113.76	2406.88
15-jul	30	24	720	0.152	0.062	59.21	64.8	2471.68
16-jul	30	24	720	0.148	0.061	58.78	62.64	2534.32
17-jul	30	24	720	0.103	0.061	40.78	30.24	2564.56
18-jul	30	24	720	0.156	0.062	60.26	67.68	2632.24
Total	**945**	**722**	**21340**	**0.247**	**0.12**	**51.17**		

Tabla 4-11: Datos de operación del circuito del Tanque Verde – Balance Metalúrgico (2)

Cálculos de operación tanque verde							
Día	Adsorción		Oro fino				Eficien-cia (%)
	Cabeza (gr)	Cola (gr)	Au por día (gr)	Au acumu-lado (gr)	Onzas (oz)	Acumu-lado (oz)	
17-jun	272.8	56.4	197.14	197.14	6.34	6.34	72.27
18-jun	416.88	131.04	260.4	457.54	8.37	14.71	62.46
19-jun	253.44	100.32	139.49	597.03	4.48	19.2	55.04
20-jun	143.88	53.46	82.37	679.41	2.65	21.84	57.25
21-jun	235.98	138.69	88.63	768.04	2.85	24.69	37.56
22-jun	308.88	221.76	79.37	847.4	2.55	27.24	25.69
23-jun	214.56	142.56	65.59	913	2.11	29.35	30.57
24-jun	173.52	99.36	67.56	980.55	2.17	31.53	38.93
25-jun	134.4	97.2	33.89	1014.44	1.09	32.62	25.22
26-jun	136.2	88.8	43.18	1057.63	1.39	34	31.7
27-jun	195.84	147.6	43.95	1101.57	1.41	35.42	22.44
28-jun	192.96	134.64	53.13	1154.7	1.71	37.12	27.53
29-jun	173.52	150.48	20.99	1175.69	0.67	37.8	12.1
30-jun	239.04*	144.72	85.93	1261.62	2.76	40.56	35.95
01-jul	109.44	20.16	81.33	1342.95	2.61	43.18	74.32
02-jul	154.08	56.88	88.55	1431.5	2.85	46.02	57.47
03-jul	139.68	59.04	73.46	1504.96	2.36	48.39	52.59
04-jul	132.48	73.44	53.79	1558.75	1.73	50.11	40.6
05-jul	136.08	43.74	84.12	1642.87	2.7	52.82	61.82
06-jul	138.24	65.52	66.25	1709.12	2.13	54.95	47.92
07-jul	92.16	61.92	27.55	1736.67	0.89	55.84	29.89
08-jul	162.15	74.52	79.83	1816.5	2.57	58.4	49.23
09-jul	93.96	47.52	42.31	1858.8	1.36	59.76	45.03
10-jul	63.36	33.12	27.55	1886.35	0.89	60.65	43.48
11-jul	100.08	58.32	38.04	1924.4	1.22	61.87	38.01
12-jul	103.68	41.04	57.07	1981.46	1.83	63.71	55.04
13-jul	132.48	14.4	107.57	2089.03	3.46	67.16	81.2
14-jul	128.16	14.4	103.64	2192.67	3.33	70.5	80.86
15-jul	109.44	44.64	59.03	2251.7	1.9	72.39	53.94
16-jul	106.56	43.92	57.07	2308.77	1.83	74.23	53.55
17-jul	74.16	43.92	27.55	2336.31	0.89	75.11	37.15
18-jul	112.32	44.64	61.66	2397.97	1.98	77.1	54.89
Total	**5180.4**	**2548.2**	**2397.97**		**77.1**		**46.29**

* Se cambió carbón fresco

Tabla 4-12: Porcentaje de eficiencia de los 3 circuitos

Eficiencia (%)			
Día	**Tanque verde (1 reactor)**	**Eral (1 reactor)**	**CIC (3 reactores)**
17-jun	72.27	0	0
18-jun	62.46	0	0
19-jun	55.04	0	82.45
20-jun	57.25	62.25	83.79
21-jun	37.56	83.06	79.59
22-jun	25.69	82.02	61.8
23-jun	30.57	80.1	64.22
24-jun	38.93	79.26	52.67
25-jun	25.22	79.73	39.11
26-jun	31.7	78.34	43.93
27-jun	22.44	75.88	32.38
28-jun	27.53	74.58	55.6
29-jun	12.1	70.68	47.12
30-jun	35.95	62.14	32.91
01-jul	74.32	55.78	24.1
02-jul	57.47	57.47	47.95
03-jul	52.59	56.06	77.08
04-jul	40.6	55.15	69.7
05-jul	61.82	57.48	72.02
06-jul	47.92	55.93	73.13
07-jul	29.89	46.44	60.44
08-jul	49.23	34.7	51.13
09-jul	45.03	68.12	47.6
10-jul	43.48	0	44.07
11-jul	38.01	44.68	0
12-jul	55.04	40.45	0
13-jul	81.2	31.13	0
14-jul	80.86	28.3	0
15-jul	53.94	14.96	0
16-jul	53.55	12.12	0
17-jul	37.15	22.86	84.57
18-jul	54.89	0	47.21
19-jul	0	0	42

Tabla 4-13: Análisis de la varianza – Fórmulas

Análisis de varianza						
Origen de las variaciones	**Suma de cuadrados**	**Grados de libertad**	**Promedio de los cuadrados**	**F**	**Proba-bilidad**	**Valor crítico para F**
Entre grupos	$Q_E = \sum_{i=1}^{r} ni(\bar{x}\,i - \bar{x})^2$	r - l	$S_E^2 = \frac{Q_E}{r-1}$	$F_{exp} = \frac{S_E^2}{S_R^2}$	Dato Excel (ANOVA)	Dato Excel
Dentro de los grupos	$Q_R = \sum_{i=1}^{r} \sum_{j=1}^{ni} (xij - \bar{x}i)^2$	n - r	$S_R^2 = \frac{Q_R}{n-1}$			
Total	$Q = \sum_{i=1}^{r} \sum_{j=1}^{nj} (xij - \bar{x})^2$	n - 1				

La columna F entrega el valor del estadístico de prueba y la columna Probabilidad entrega el menor nivel de significación para rechazar la hipótesis nula de igualdad de medias. Si probabilidad es menor que 0.05 se rechaza la hipótesis nula.

La comparación de la suma de cuadrados entre tratamientos asociada a cada efecto con la suma de cuadrados dentro de cada tratamiento permite estudiar si dicho efecto es o no significativo.

Para llevar a cabo dicha comparación, cada suma de cuadrados se divide por sus grados de libertad, obteniendose unos estadísticos a los que se denomina promedio de los cuadrados medios.

De esta manera, el cuadrado medio entre tratamientos es la varianza de los datos observados.

El cuadrado medio dentro de cada tratamiento es una estimación de la varianza de las poblaciones muestreadas (asumiendo la misma varianza para todas las poblaciones).

El cuadrado medio asociado a cada efecto:

- Si el efecto no existe en la poblacion, el cuadrado medio es otra estimación de la varianza independiente de la del cuadrado medio dentro de los grupos.

- Si existe un efecto real poblacional, entonces tiende a ser mayor que la varianza.

Denominamos f-ratio o f-calculada al cociente: $CM_{\text{entre tratamientos}}$ / $CM_{\text{dentro de cada tratamiento}}$

Donde:

- $CM_{\text{entre tratamientos}}$ = Cuadrado medio entre tratamientos

- $CM_{\text{dentro de cada tratamiento}}$ = Cuadrado medio dentro de cada tratamiento

Si no existe un efecto real del factor a nivel poblacional el $CM_{\text{entre tratamientos}}$ será muy parecido al $CM_{\text{dentro de cada tratamiento}}$ ($CM_{\text{entre tratamientos}}$ = $CM_{\text{dentro de cada tratamiento}}$)

Si existe un efecto real del factor a nivel poblacional el $CM_{\text{entre tratamientos}}$ >>> $CM_{\text{dentro de cada tratamiento}}$

Tabla 4-14: Análisis de varianza de un factor - ANOVA (resumen)

Análisis de varianza de un factor - ANOVA (resumen)				
Grupos	**Cuenta**	**Suma**	**Promedio**	**Varianza**
TK verde	32	1491.7154	46.6161061	294.397137
Eral	28	1562.70705	55.8109659	436.869965
CIC	25	1416.56169	56.6624675	305.860552

La fórmula de la varianza es: $S^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n}(x_i-\bar{x})^2}{n-1}$

Tabla 4-15: Análisis de la varianza de un solo factor – Resultados

Análisis de varianza						
Origen de las variaciones	**Suma de cuadrados**	**Grados de libertad**	**Promedio de los cuadrados**	**F**	**Probabi-lidad**	**Valor crítico para F**
Entre tratamiento	1847.1031	2	923.55153	2.67957009	0.0745977	3.1078913
Dentro de cada tratamiento	28262.454	82	344.66407			
Total	30109.557	84				

Finalmente:

- Si F > Valor crítico para F, se rechaza H_0
- 2.67957009 no es mayor que 3.1078913, por lo tanto NO se rechaza H_0
- H_0: $m_1 = m_2 = m_3$
- Se acepta la hipótesis nula, es decir que todas las medias son iguales a un nivel de significancia del 5% (α=0.05)

4.8.- ELABORACIÓN DE LA ISOTERMA DE ADSORCIÓN DE ORO EN CARBÓN ACTIVADO PARA EL DISEÑO DE UNA COLUMNA

4.8.1.- ¿Qué es una isoterma de adsorción?

Una isoterma de adsorción describe el equilibrio de la adsorción de un material en una superficie a temperatura constante. Representa la cantidad de material unido a la superficie (el sorbato) como una función del material presente en la fase gas o en la disolución. Las isotermas de adsorción se usan con frecuencia como modelos experimentales, que no hacen afirmaciones sobre los mecanismos subyacentes y las variables medidas.

4.8.2.- Cálculos

mg Au/g C.A. = (Ci – Cf) * V / g C.A.

Donde:

- mg Au/g C.A. = mg de Au adsorbidos/g de carbón activo
- Ci = Concentración inicial de la solución (mg/lt)
- Cf = Concentración final luego de la adsorción (mg/lt)
- V = Volumen de la solución (lt)
- g C.A. = Gramos de carbón activo

Para la elaboración de la isoterma se representan en el eje Y los mg de Au adsorbidos/g de carbón y en el eje X la concentración final de la solución luego de la adsorción.

4.8.3.- Condiciones de operación

- Concentración inicial de la solución (mg Au/lt): 1.021 mg Au/lt

- Tiempo de adsorción: 85 horas (ver tabla 4-5. Días 25, 26, 27 y 05)
- Temperatura: 16 °C (ambiente)

4.8.4.- Hoja de cálculos

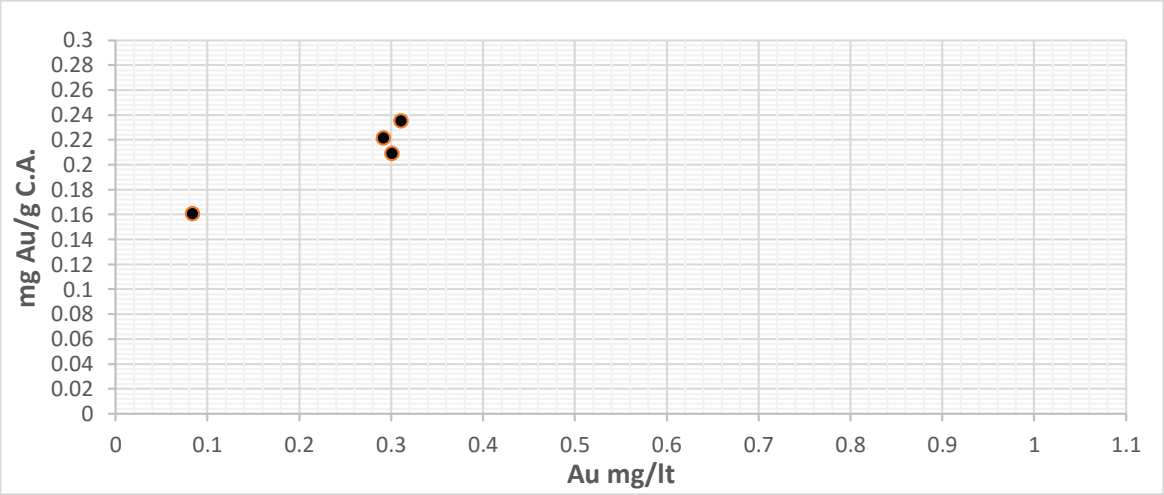
Tabla 4-16: Cálculos para el diseño de la isoterma (datos obtenidos de la tabla 4-4)

Carbón activado (gramos)	Volumen (litros)	Concentración final (mg/lt)	mg Au/g C.A.
1050000	348000	0.311	0.2353
1050000	319000	0.292	0.2215
1050000	304500	0.301	0.2088
1050000	180000	0.084	0.1606

*Promedio del volumen = 287875 lt

4.8.5.- Isoterma de adsorción

Gráfico 4-5: Isoterma de adsorción de oro



4.9.- DISEÑO DE COLUMNAS DE CARBÓN ACTIVADO DE LECHO FIJO PARA ADSORCIÓN DE ORO DE SOLUCIONES CIANURADAS

4.9.1.- Cálculos

4.9.1.1.- Cálculo del flujo teórico de alimentación a la columna

- Diámetro de la columna: 92 cm
- Altura del lecho: 732 cm
- Peso del carbón activado: 1050000 g
- Volumen del lecho vacío: $((D^2\pi)/4)H$= 4866061.94 cm^3

- Características físicas del carbón activado:
    - Granulometría: 8 x 20 mallas (2,36x0,85 mm).
    - Densidad real: 1.58 g/cm^3

- Volumen del carbón activado en el lecho: masa/densidad = 664557.96 cm^3
- Volumen libre en el lecho: 4866061.94 cm^3 – 664557.96 cm^3 = 4201503.98 cm^3
- La adsorción de oro en el carbón activado requiere al menos 2 horas de tiempo de contacto en lecho agitado, y por eso se toma este tiempo como referencial.
- Flujo teórico: (4201503.98 cm^3/2 h) = 2100751.99 cm^3/h = 35012.53 lt /día

4.9.1.2.- Determinación de la carga de carbón activado teórica

- Concentración inicial de la solución = 10 mg Au/lt
- Volumen a tratar = 287875 lt

- Para una concentración final en la solución a la salida de la columna de 0.1 mg Au/lt: En la isoterma de adsorción se interpolan los mg de Au adsorbidos/g de carbón activo.

  Se ubica el punto (0.1;0), se prolonga una recta desde ese punto hasta cortar la isoterma (Ce). Se traza un recta desde el punto (1.021;0) hasta el punto Ce y se prolonga hasta llegar a la ordenada. El valor que arroja es 0.18 mg Au/g C.A.

  mg de oro adsorbidos en 287875 lt de solución = (1.021 – 0.1) mg Au/lt x 287875 lt = 265132.87 mg Au
  Gramos de C.A. = 265132.87 mg Au adsorbidos x g C.A./ 0.18 mg de Au = 1472960 g C.A. = **1472.96 kg C.A.**

4.9.2.- Método simplificado para la determinación de la carga de carbón

En la isoterma de adsorción trazar una línea que una la concentración inicial de la solución en la abscisa (Co), con la concentración de equilibrio en la isoterma (punto Ce) correspondiente a la concentración final (Cf), hasta que dicha recta corte el eje de las ordenadas (punto Q).

El valor del punto Q introducir en la siguiente expresión:

$$B = V \times Co / Q$$

Donde:

- Q = Carga de oro en el carbón cuando concentración final tiende a cero
- V = Volumen de solución a tratar (lt)
- Co = Concentración inicial de la solución (mg/lt)
- B = Carga de carbón necesaria (g)

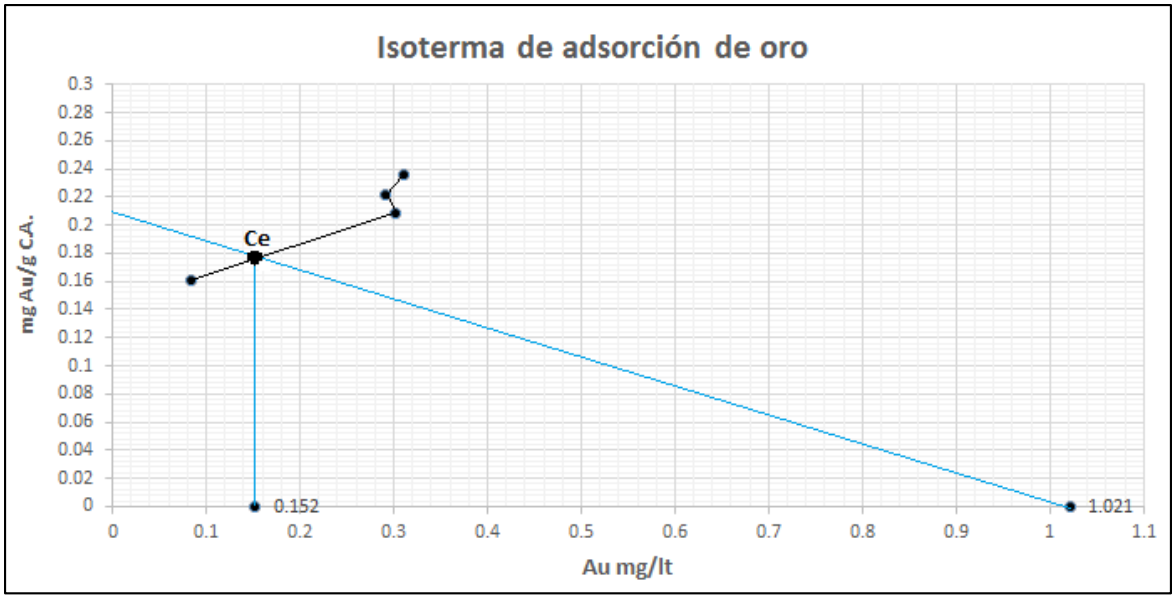


Gráfico 4-6: Isoterma de adsorción de oro (desarrollado)

4.9.2.1.- Cálculo

- Co = 1.021 mg/lt
- Cf = 0.152 mg/lt
- Volumen de solución = 287875 litros
- Q = 0.21 mg / g C.A.

B = (287875 lt x 1.021 mg/lt)/ 0.21 mg/g C.A.

B = 1399620.8 g de C.A. = **1399.621 kg de C.A.**

La carga idónea para una columna de las dimensiones calculadas y el volumen promedio de 287875 lt de barren/día es de 1399.621 kg de carbón activado.

CAPÍTULO V

ASPECTOS ECONÓMICOS

La evaluación económica de un proyecto es básico para poder analizar si este es económicamente rentable y por ende si la inversión llevada a cabo fue la adecuada. La gran parte de los datos y cálculos numéricos mostrados detalladamente en este capítulo tienen como fuente de información la jefatura de planta y en menor cantidad provienen del área de Logística y Mantenimiento de la empresa Century Mining Peru S.A.C.

Los costos están divididos en 2 partes: Costos de operación y costos de la “solución rica” transportada hasta Planta CIC.

5.1.- COSTOS DE OPERACIÓN – PERSONAL

Tabla 5-1: Costos de personal

Costos de Personal	
Área	**Costo (US$)**
Supervisión	134.63
Personal	4,437.96
Fundición	42.74
Relavera	19.85
Total	**4,635.18**

5.2.- COSTOS DE OPERACIÓN – INSUMOS

Tabla 5-2: Costos de insumos

Costos de insumos		
Áreas	**Insumos**	**Costo (US$)**
Adsorción	Carbón activado	1,500.00
	Saco polietileno	
Desorción	Alcohol Industrial	1,423.16
	Hidróxido de Sodio	345
	Cianuro de Sodio	515.16
	Petróleo	346.72
Electrowinnig	Lana de acero	111.83
Ataque químico	Ácido nítrico comercial	57.38
	Ácido sulfúrico electrolítico	28.05
	Bramante blanco # 200	0
	Sal doméstica	2.72
	Gas	4.55
Fundición	Nitrato de potasio	0.27
	Bórax	1.15
	Carbonato de sodio	0.07
	Petróleo	11.63
	Escobilla de acero	0
	Bramante blanco # 200	0.44
	Castable super	1.48
	Tierra refractario	0
	Crisol grafito # 20	1.3
	Crisol grafito # 40	2.42
	Crisol grafito # 250	0
CIC	Carbón activado	0
	Peróxido	0
	Saco polietileno	13.3
Total		**4,366.64**

5.3.- COSTOS DE OPERACIÓN – ENERGÍA

5.3.1.- Combustible

Tabla 5-3: Consumo de combustible por rublo - Mayo

a.- Consumo de combustible por Rubro * - Mayo		
Rubro	**Consumo (gal)**	**Distribución %**
Generación eléctrica	48,646	64.9
Aire comprimido	21,246	28.3
Vehículos automotriz	3,207	4.3
Planta -Talleres	981	1.3
Equipos-Proyectos	628	0.8
Otros	287	0.4
Total	**74,995**	**100**

*Datos (consumo) proporcionados por Logística

Tabla 5-4: Consumo de combustible por kWh generado - Mayo

b.- Consumo de combustible por kWh generado * - Mayo			
Sección	**kWh**	**Distribución %**	**Galón (gal)**
Mina	147,342.00	25.20%	12,267.80
Planta PB	300,463.00	51.40%	25,016.80
Planta CIL	66,844.90	11.40%	5,565.60
Planta CIC	3,518.20	0.60%	292.9
Laboratorio	5,025.00	0.90%	418.4
Campamento	53,905.00	9.20%	4,488.20
Otros	7,162.00	1.20%	596.3
Total	**584,260.00**	**100.00%**	**48,646.00**

*Datos (Kwh) proporcionados por Mantenimiento

Tabla 5-5: Precio del petróleo en mayo del 2014

P.U. petróleo ($)	Precio petróleo S/.
4.68*	12.91

*Precio entregado por Logística-Lima (Mayo 2014)

Tabla 5-6: Consumo de combustible en Planta - Mayo

Costos de combustible - Mayo				
Área	**Galón (gal)**	**Distribución %**	**Galón (gal)**	**Costo (US$)**
Planta PB	25,016.80	81.03	25,195.62	118,024.50
Planta CIL	5,565.60	18.03	5,605.34	26,257.20
Planta CIC	292.9	0.95	295.02	**1,382.00**
Subtotal Planta	30,875.30			
Laboratorio	220.7			
Total	**31,096.00**		**31,096.00**	**145,663.70**

5.4.- RESUMEN

Tabla 5-7: Costos de operación CIC - Resumen

Fase	Conceptos	Rubro	Costo (US$)
Costos de operación	Personal	CIC	4,635
		Mantenimiento	131
	Insumos		4,367
	Energía	Combustible	1,382
		Equipos *	115
	Mantenimiento	Repuestos CIC	0
		Maquinaria CIC	0
	Total		**10,630**

*El gasto efectuado por los equipos lo brindo el área de Mantenimiento de Century Mining Perú S.A.C.

5.5.- COSTOS

EL volumen total (m^3) es un dato recogido de la tabla 4-6 (Balance metalúrgico de la recuperación de oro en el circuito CIC - 3) el cual indica todos los metros cúbicos de “solución rica” que fueron transportados desde la relavera a la Planta CIC.

El Costo por m^3 bombeado a CIC (petróleo y desgaste de bombas y tuberías en el transporte de la “solución rica”) es un valor brindado por el área de Mantenimiento ya que son ellos los que están a cargo de la relavera.

El costo de “solución rica” es un cálculo de la multiplicación del volumen total y el costo por m^3. El costo de operación es un dato sacado de la tabla 5-7 (10630 US$).

$$Costo\ de\ \text{"solución rica"} = 7559.46\ m^3\ x\ 2.58\ \frac{US\$}{m^3} = 19503.41\ US\$$$

Tabla 5-8: Costos en la operación CIC

Costos	Cantidad
Volumen total (m^3)	7,559.46
Costo por m^3 bombeado a CIC (US$/$m^3$)	2.58
Costo de "solución rica" (US$)	19,503.41
Costos de Operación (US$)	10,630.00

5.6.- INGRESOS

El total de onzas es un dato obtenido de la tabla 4-6 (67.44 oz). Los kilogramos de Au son las onzas convertidas para los cálculos posteriores. El precio de Au por oz (US$) es brindado por Logística (1230.00 US$, actualizado a mayo del 2014).

$$Kilogramos\ de\ Au = 67.44\ oz\ x\ \frac{31.1\ gr}{1\ oz}\ x\ \frac{1\ kg}{1000\ gr} = 2.097384\ kg$$

El ingreso es un cálculo de la multiplicación del total de oz por el precio del Au por oz.

$$Ingreso = 67.44\ oz\ x\ 1230\ \frac{US\$}{oz} = 82946.2\ US\$$$

Finalmente, restando los costos de la “solución rica” y los costos de operación al ingreso tenemos una utilidad liquida de US$ 52,826.26 con lo cual se concluye que el proyecto “Recuperación de oro de la solución barren proveniente del proceso CIP mediante un sistema de columnas” **si fue económicamente rentable**.

Utilidad líquida = Ingreso - (costos de la “solución rica” + costos de operación)
Utilidad líquida = 82,946.2 US$ - (19,503.41 US$ + 10,630.00 US$)
Utilidad líquida = 52,812.79 US$

Tabla 5-9: Ingresos en la operación CIC

Ingresos	Cantidad
Total de onzas (oz)	67.44
Kilogramos de Au (Kg)	2.097384
Precio de Au por oz (US$)	1,230.00
Ingreso (US$)	82,946.2
Utilidad líquida (US$)	**52,812.79**

CONCLUSIONES

- El proceso de adsorción en CIC no sufrió ningún percance. La planta CIC realizó el procedimiento en coordinación con la planta de desorción y electrodeposición para obtener el oro en el tiempo establecido por la jefatura.

- Los resultados de la recuperación de oro a través de la adsorción en columnas colmo las expectativas ya que se obtuvo 2.097 kg de oro (67.44 oz) teniendo como materia prima el barren, el cual estaba almacenado en la relavera y solo era utilizado como un lixiviante para el circuito CIP ya que contiene un buen porcentaje de cianuro.

- El procedimiento de recuperación de oro por el método CIC es simple y sencillo. Las variables principales a tomar en cuenta son el flujo y las leyes de cabeza y cola del barren ("solución rica") para llevar a cabo el control metalúrgico. Se aplicó la desorción zadra que es la misma que realiza la planta en el carbón cargado proveniente del proceso CIP.

- No se utilizó ningún reactivo o algún pre-tratamiento para el barren proveniente de la relavera, es por eso que se puede afirmar que la materia prima tiene un costo cero. El único gasto fue el petróleo utilizado en su transporte desde la relavera hasta la planta (2.5 km).

- Realizar el diseño experimental de todo proceso es importante para poder hacer una comparación con otros tratamientos. En este proyecto se hizo la tabla ANOVA y tuvo como "variantes" otros 2 tratamientos iguales en el fondo mas no en la forma. Es decir, el proceso utilizado en los 3 era el mismo (carbón en columna), pero los reactores utilizados en los otros 2 eran de diferentes dimensiones y solo tenían una columna. Así mismo la solución rica utilizada para esos 2 tratamientos provenía de 2 relaveras diferentes. La

conclusión de la tabla ANOVA nos dice que las medias de recuperación de los 3 tratamientos son similares, lo cual indica que la variable más importante en estas es el flujo que pasa a través de las columnas. Por lo tanto, no es determinante que sean 3 columnas, si fuera una sola se obtendría una recuperación similar.

- EL proyecto realizado no tuvo un gasto elevado debido a que la “solución rica” ya existía como relave y la planta CIC solo necesito algunas modificaciones en las tuberías y un mantenimiento de las columnas. Utilizar carbón nuevo fue beneficioso ya que permitió obtener un mayor porcentaje de recuperación aurífera. El gasto total efectuado en todo el proceso fue de US$ 30,133.41 y el oro obtenido fue de 2.097 kg que en dinero es US$ 82,946.2. Por ende se afirma que la “recuperación de oro de la solución barren proveniente del proceso CIL mediante un sistema de columnas” si fue económicamente beneficiosa ya que la utilidad neta fue de US$ 52,812.79.

BIBLIOGRAFÍA

- ARÉVALO SÁNCHEZ, Christian Guillermo
  2011 Control de efluentes cianurados mediante la oxidación con Peróxido de Hidrogeno en un laboratorio de análisis de minerales. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

- BARANDIARÁN MAÚRTUA, Carlos Felipe Martín
  2013 Evaluación de los factores de cianuración del mineral M1 de la mina Lagunas Norte para mejorar la recuperación de oro en la empresa minera Barrick Misquichilca. Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.

- BOLETÍN CALGON CARBON
  2012 GRC 20 - Carbón activado. Pittsburgh: s/e.
  http://www.calgoncarbon.com/wp-content/uploads/product-literature/GRC.pdf

- CHAMBI VIRACA, Luis C.
  2010 Recuperación de oro y plata por el proceso electrolítico tipo Zadra. La Paz: Universidad Mayor de San Andrés.
  http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2220-71392010000100004&script=sci_arttext

- COILA RAMÍREZ, Roberto Carlos
  2012 Lixiviación de relaves oxidados de cobre y oro de la minera Manuela Ite –Tacna. Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.

- COLOMA ÁLVAREZ, Guillermo
  2008 La cal ¡es un Reactivo químico! Antofagasta: s/e.

- DÍAZ INOCENTE, Daysi Kelly & CONDORI CCOILLO, Ismael Rene
  s/f Proceso de detoxificación de soluciones cianuradas usando el método INCO en efluentes mineros. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.

- ESPINOZA ASOCIADOS S.A. – ESPIASA
  s/f Bombas horizontales para lodos. Lima: s/e
  http://www.espiasa.com.pe/linea-produccion.html#tii

- ESTUDIOS MINEROS DEL PERÚ S.A.C.
  s/f Manual de Minería. Lima: s/e.

- FIGUEROA IZASA, Héctor Iván & FLÓREZ CHAVARRIAGA, Sebastián
  2010 Aplicación de carbón activado a la recuperación de oro en la mina La Providencia (Vetas, Santander). Bucaramanga: Universidad Industrial de Santander.

- HIDROSTAL
  s/f Electrobomba autocebante. Lima: s/e.
  http://www.hidrostal.com.pe/images_proyectos/elect

- LINARES GUTIÉRREZ, Nataniel
  s/f Procesamiento de minerales con oro y plata. s/l: s/e.
  https://es.scribd.com/document/73304530/CAPITULO-IV

- LOGSDON, Mark J., HAGELSTEIN, Karen & MUDDER, Terry I.
  2001 El manejo del cianuro en la extracción de oro. Ottawa: s/e.
  http://www.panoramaminero.com.ar/ICMME.pdf

- MALDONADO TAIPE, Erwin & VELARDE MORENO, Erick Dickmar
  2008 Los mecanismos del método de vat leaching y la cianuración de oro de cola en muestras primarias. Ica: Universidad Nacional San Luis Gonzaga de Ica.

- MAMANI ENDARA, Oscar Abel
  2007 Implementación de procesos de destrucción de cianuro con sulfato ferroso y peróxido de hidrogeno. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.

- MANRIQUE MARTÍNEZ, José Antonio
  2005 Manejo de pilas de lixiviación de oro en minería Yanacocha S.R.L. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

- MISARI CHUQUIPOMA, Fidel Sergio
  2010 Metalurgia del oro. Lima: San Marcos E.I.R.L.

- PACHECO SALAZAR, Ernesto Benedicto
  1996 Estudio Tecnológico Alternativo del tratamiento de relaves auríferos por el proceso mixto Heap Leaching – CIC – Merrill Crowe. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín.

- SACC INGENIEROS SRL
  2004 Metalurgia del oro en la franja aurífera Palpa- Ocoña. Lima: s/e. http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=135

- TECSUP VIRTUAL
  s/f Metalurgia extractiva del oro: s/l: s/e.

- TOMALÁ ANDRADE, César Enrique
  1998 Análisis de un sistema de adsorción y desorción de oro de carbón activado y su electrodeposición. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral

- XIMENA MINING GROUP S.A.C.
  2011 Estudio Geomecánico Mina San Juan de Arequipa. Lima: s/e.