

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA**



**“EFECTO DE LA DENSIDAD DE PULPA Y DE LA
CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO EN LA LIXIVIACIÓN
POR AGITACIÓN PARA LA RECUPERACION DE ORO EN LA
PLANTA DE BENEFICIO DOBLE D – AREQUIPA”**

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. ARTURO SABINO LÓPEZ ROSELLO

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO METALURGISTA**

PUNO – PERÚ

2014

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E INGENIERÍA METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

TESIS
"EFECTO DE LA DENSIDAD DE PULPA Y DE LA CONCENTRACIÓN DE
CIANURO DE SODIO EN LA LIXIVIACION POR AGITACION PARA LA
RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO
DOBLE D - AREQUIPA"

Presentada a la Coordinación de investigación de la Escuela Profesional de
Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional del Altiplano - Puno como
requisito para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalurgista

APROBADO POR EL JURADO REVISOR CONFORMADO POR:



NACIONAL DEL

PRESIDENTE:
M. Sc. David Paredes Torres

PRIMER MIEMBRO:
Ing. Hugo Fernández Ochoa

SEGUNDO MIEMBRO:
M. Sc. Héctor Herrera Córdova

ASESOR DE TESIS:
M. Sc. Carlos Chávez Catacora

DIRECTOR DE TESIS:
M. Sc. Alberto Maquera Gil

ÁREA: Metalurgia extractiva

TEMA: Hidrometalurgia

DEDICATORIA

A Dios.

Por haberme permitido llegar hasta este punto y haberme dado salud para lograr mis objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A mi madre Julia.

Por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

A mi padre Sabino.

Por el ejemplo de perseverancia y constancia en que ha convertido su vida, por el valor mostrado para salir adelante y por su apoyo incondicional.

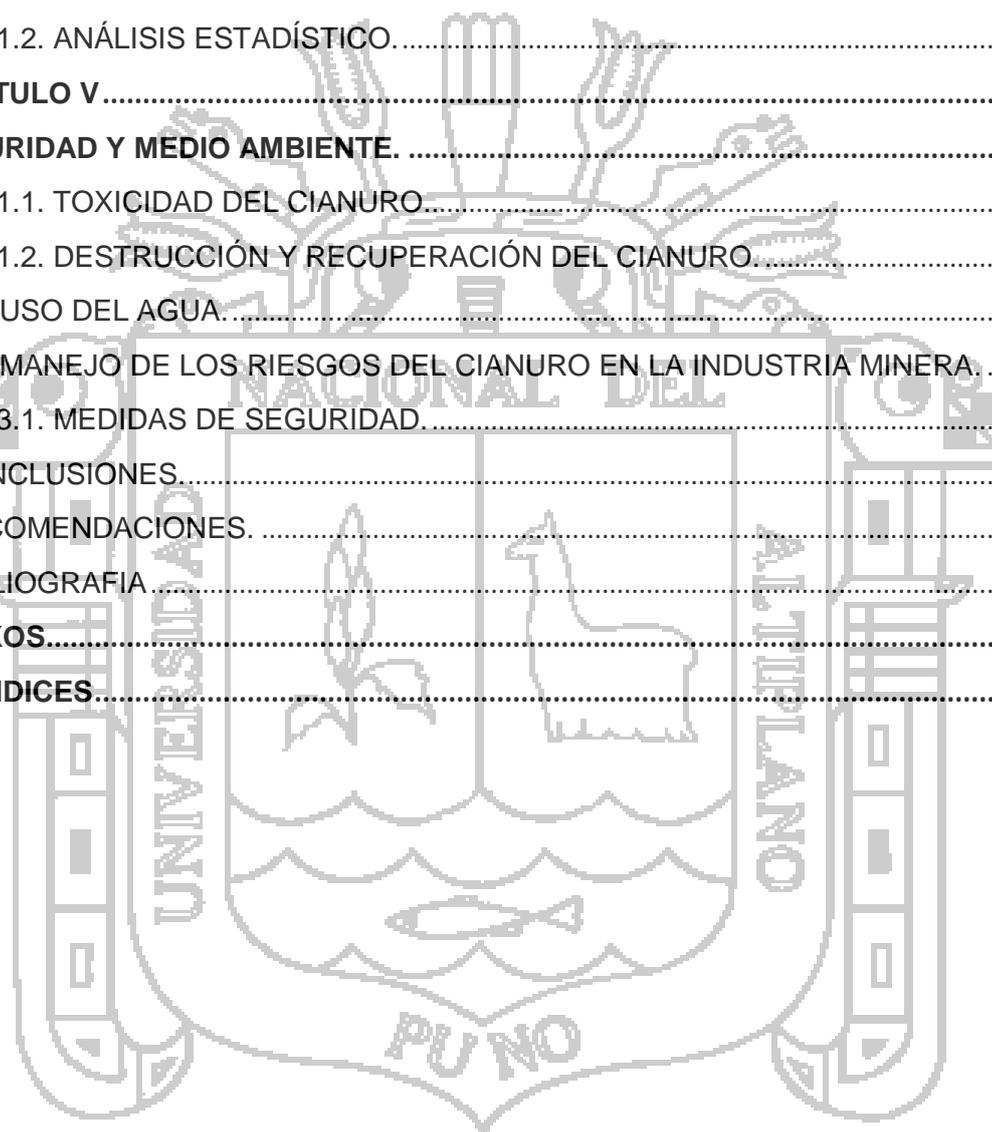
A mi princesa Ytzel

Por los momentos de felicidad y por ser tan especial; adorada hija mía.

INDICE

RESUMEN	9
CAPITULO	1
INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS	1
1.1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.2. ANTECEDENTES.....	2
1.3. JUSTIFICACIÓN.....	4
1.4. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	5
1.5. OBJETIVOS.....	5
1.5.1. OBJETIVO GENERAL.....	5
1.5.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.....	5
1.6. HIPÓTESIS.....	5
1.7. ÁMBITO DE ESTUDIO.....	6
1.7.1. UBICACIÓN.....	6
1.7.2. CLIMA Y VEGETACIÓN.....	6
1.7.3. VIAS DE ACCESO.....	6
1.7.4. MINERALOGIA.....	7
CAPITULO II	10
MARCO TEÓRICO	10
2.1. MARCO TEÓRICO.....	10
2.1.2. ASPECTOS GENERALES SOBRE LA QUIMICA DEL CIANURO.....	10
2.1.3. LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN.....	16
2.1.4. CARBON EN PULPA (CIP).....	17
2.1.5. PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN LA LIXIVIACION POR AGITACIÓN.....	19
2.2. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.....	25
2.2.1. PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	26
CAPITULO III	30
OPERACIONES EN PLANTA DE BENEFICIO DOBLE D.	30
3.1. PROCESAMIENTO DE MINERALES EN LA PLANTA DE BENEFICIO DOBLE D.	30
3.1.1. CHANCADO.....	30
3.1.2. MOLIENDA.....	31
3.1.3. LIXIVIACIÓN Y ADSORCIÓN.....	31

3.1.4. DESORCIÓN Y FUNDICIÓN.....	32
3.2. BALANCE DE MATERIA.....	32
3.3. DIAGRAMA DE FLUJO	33
CAPITULO IV.....	34
PRUEBAS EXPERIMENTALES Y ANÁLISIS ESTADÍSTICO.....	34
4.1. PRUEBAS METALÚRGICAS Y ANÁLISIS ESTADÍSTICO.....	34
4.1.1. PRUEBAS METALÚRGICAS.....	34
4.1.2. ANÁLISIS ESTADÍSTICO.....	41
CAPITULO V.....	55
SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.....	55
5.1.1. TOXICIDAD DEL CIANURO.....	55
5.1.2. DESTRUCCIÓN Y RECUPERACIÓN DEL CIANURO.....	57
5.2. USO DEL AGUA.....	59
5.3. MANEJO DE LOS RIESGOS DEL CIANURO EN LA INDUSTRIA MINERA.....	60
5.3.1. MEDIDAS DE SEGURIDAD.....	61
CONCLUSIONES.....	64
RECOMENDACIONES.....	65
BIBLIOGRAFIA.....	66
ANEXOS.....	69
APÉNDICES.....	73



INDICE DE CUADROS

CUADRO N° 01	3
CUADRO N° 02.....	3
CUADRO N° 03.....	7
CUADRO N° 04.....	7
CUADRO N° 05.....	12
CUADRO N° 06	32
CUADRO N° 07.....	35
CUADRO N° 08.....	37
CUADRO N° 09.....	39
CUADRO N° 10.....	39
CUADRO N° 11.....	39
CUADRO N° 12.....	40
CUADRO N° 13.....	40
CUADRO N° 14.....	41
CUADRO N° 15.....	49

INDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 01	14
FIGURA N° 02.....	17
FIGURA N° 03.....	23
FIGURA N° 04.....	24
FIGURA N° 05.....	25

INDICE DE GRAFICAS

GRAFICA N° 01	44
GRAFICA N° 02	44
GRAFICA N° 03	45
GRAFICA N° 04	45
GRAFICA N° 05	46
GRAFICA N° 06	47
GRAFICA N° 07	47
GRAFICA N° 08	48

INDICE DE ANEXOS

ANEXO N° 01	69
ANEXO N° 02	69
ANEXO N° 03	70
ANEXO N° 04	71
ANEXO N° 05	72

INDICE DE APENDICES

APENDICE N° 01	73
APENDICE N° 02	74



NOMENCLATURA

pH	Variación de Hidrógeno.
g	Gramos.
L	Litro.
%	Porcentaje.
Kg	Kilogramo.
TMS	Tonelada Métrica Seca.
CIP	Carbon in Pulp.
mg	Miligramo.
cm ²	Centímetro cuadrado.
CN ⁻	Cianuro libre.
rpm	Revoluciones por minuto.
msnm	Metros sobre el nivel del mar.
Km	Kilómetro.
°C	Grado centígrado.
mm	Milímetro.
Vol	Volumen.
ρ	Densidad.
μ	Micra.

RESUMEN

En el estudio denominado EFECTO DE LA DENSIDAD DE PULPA Y DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO DE SODIO EN LA LIXIVIACION POR AGITACIÓN PARA LA RECUPERACION DE ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO DOBLE D - AREQUIPA, serán presentados los resultados obtenidos en diversas pruebas de cianuración por agitación al conglomerado de minerales que la Planta de Beneficio Doble D procesa; dicho conglomerado está conformado por una amplia y diversa gama de minerales de todo el Perú, esto debido al carácter casi netamente acopiador de la empresa.

La muestra que es materia de estudio proviene del muestreo de una pila de mineral de gran tonelaje, la cual se procesa durante 7 a 8 días. Como es de uso común en la Planta de Beneficio Doble D.

En el Laboratorio Metalúrgico de la Planta de Beneficio Doble D, se realizaron 25 pruebas de agitación en botella a dicha muestra; a distintas Densidades de Pulpa (1250 g/L, 1300g/L, 1350g/L, 1400g/L y 1450g/L) y diversas concentraciones de Cianuro de Sodio (0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.45%); manteniéndose como parámetros de prueba: el pH (11-11.5) que será regulado con soda cáustica y la granulometría que será 80% -200 mallas, por un tiempo de 24 horas en cada caso.

Los resultados de dichas pruebas nos indican que el consumo de Cianuro de Sodio promedio se encuentra entre 1.77 Kg/TMS y 2.52 Kg/TMS a 1450g/L y 1250g/L respectivamente; lográndose recuperaciones promedio de 85.72% para el primer caso y 94.63% para el segundo.

El modelo de Regresión Lineal Múltiple obtenido para el proceso de lixiviación por agitación, utilizando los datos recopilados indican que la Densidad de Pulpa tiene mayor influencia que la Concentración de Cianuro de Sodio en la recuperación aurífera, manteniendo constante la concentración de oxígeno, granulometría, pH, velocidad de agitación y tiempo, por tener poca incidencia o por ser casi inalterables en el proceso de la Planta de Beneficio Doble D. En resumen la ventaja de una Densidad de Pulpa baja es que la recuperación se incrementa y ello nos permite utilizar concentraciones de Cianuro de Sodio menores con el

beneficio tanto económico como ecológico que ello implica, la desventaja es el excesivo uso del recurso hídrico; el uso excesivo de agua puede ser compensado en cierta medida con el incremento de la Concentración de Cianuro de Sodio.



CAPITULO I

INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

1.1. INTRODUCCIÓN.

La actividad minero-metalúrgica, a través de los tiempos, ha formado parte de la historia y del desarrollo económico del Perú, siendo un factor de desarrollo determinante en el crecimiento económico de nuestro país.

Durante el año 2011, nuestro país ocupó el 6to lugar dentro los mayores productores de oro del mundo. Según el reporte anual del Concejo Mundial del Oro y datos oficiales de Thomson Reuters GFMS.

En la provincia de Caravelí, región Arequipa; se desarrolla una intensa actividad minera del oro, teniendo como protagonistas a los mineros en vías de formalización; quienes participan directamente en la producción del mineral; y a las plantas comercializadoras que procesan el mineral. La mayoría de dichas plantas de beneficio se encuentran localizadas en las cercanías del distrito de Chala.

Para la extracción aurífera, dichas plantas, utilizan generalmente el proceso de Carbón en Pulpa (CIP), como es el caso de la Planta de Beneficio Doble D; dicho proceso de cianuración tiene varios factores que afectan la solubilidad del oro como son: la concentración de cianuro, la concentración de oxígeno, la alcalinidad, el tamaño de partícula, el efecto de la agitación, la densidad de pulpa, la temperatura, el tiempo y finalmente los constituyentes de la mena.

Los diversos factores que afectan la disolución del oro han sido varias veces motivo de estudio, como resultado de dichas investigaciones, se cuenta con parámetros operacionales que se pueden aplicar en las distintas plantas que llevan a cabo el mismo proceso. En el caso de la densidad de pulpa y la concentración de cianuro, esta es particular y característica de cada planta debido a la variedad de minerales que procesan cada una de ellas y a los equipos de agitación con que cuenta cada planta.

El presente trabajo se realizó con la finalidad de determinar y cuantificar el efecto de la Densidad de Pulpa y de la Concentración de Cianuro de Sodio en la recuperación de oro, específicamente en la planta de Beneficio doble D, siendo que a menor densidad se requerirá mayor cantidad de Cianuro de Sodio para llegar a una concentración determinada; a su vez esta densidad baja ayudara en la agitación y por ende esto se reflejará en la recuperación de oro. Es necesario determinar tanto la densidad de pulpa como la concentración de cianuro adecuado, y hacer un uso racional tanto del recurso hídrico como del cianuro de sodio.

Mediante las pruebas de agitación en botella que se realizarán, se obtendrán diversos resultados. Estos resultados seguirán un tratamiento estadístico para cuantificar el efecto de la Densidad de Pulpa y de la Concentración de Cianuro; para de este modo contrapesar los valores más adecuados de cada uno de estos factores, para el proceso de la Planta de Beneficio Doble D.

1.2. ANTECEDENTES.

El efecto de los factores analizados en el presente estudio, que intervienen en la solubilidad del oro ha sido motivo de estudio por distintos investigadores.

- **La concentración de cianuro.** De acuerdo a la investigación de J.S. Mac Laurin el máximo de concentración de cianuro para la disolución efectiva del oro es 0.19% de NaCN pasando de soluciones concentradas a diluidas; asimismo Julian y Smart demostraron que la velocidad de disolución del oro se incrementa rápidamente hasta 0.10% KCN; a su vez White encontró que la velocidad máxima de disolución se encuentra a 0.020% de NaCN cuando la solución está saturada de oxígeno; Barsky, Swainson y Heddley,

demonstraron que la concentración de la solución de cianuro para una rápida disolución del oro es de 0.05% de NaCN. Las diversas investigaciones respecto a la concentración de cianuro para lograr una disolución máxima se muestran en el siguiente cuadro.

CUADRO N° 01
MÁXIMA CONCENTRACIÓN DE CIANURO PARA LA DISOLUCIÓN DE ORO
EN CONDICIONES NORMALES.

EXPERIMENTOS REALIZADOS POR	%KCN	% NaCN
Maclaurin (1893)	5.00	
Maclaurin (1895)	0.25	
White (1919)	0.027	(0.020 % NaCN)
Barsky and others (1934)	0.07	(0.05 % NaCN)
Beyer (1936)	0.10	
Kameda (1949)	0.03	
Kudryk and Kellogg (1954)	0.0175	
Kakovskii and Kholmanskih (1960)	0.0085	

Fuente: Fathi Habashi, Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution.

Pág. 13

La velocidad de disolución del oro a distintas concentraciones de cianuro en el lapso de una hora, producto de diversas investigaciones, se tiene el siguiente cuadro.

CUADRO N° 02
DISOLUCIÓN DEL ORO A DISTINTAS CONCENTRACIONES DE CIANURO.

%NaCN en solución	Au disuelto en 1 hora mg/cm ²
0.500	2.943
0.250	3.007
0.100	2.986
0.050	3.251
0.025	2.513
0.010	0.338

Fuente: J Vargas, Metalurgia del Oro y la Plata. Pág. 39

Los diversos resultados que se muestran en el Cuadro 1 se deben probablemente, a la variedad de técnicas y condiciones de prueba que se utilizaron para la determinación de estas cifras. Estas variaciones incluyen factores como la relación líquido-sólido, velocidad de aireación, granulometría, mineralogía y violencia de agitación.

Asimismo las concentraciones de Cianuro de Sodio utilizadas en las diversas plantas, es muy distinta por distintas consideraciones metalúrgicas.

- **La densidad de pulpa.** La densidad de pulpa o porcentaje de sólidos en la pulpa debe ser óptima. La densidad de pulpa utilizada en las diversas plantas varía entre 35–50% de sólidos, dependiendo del tamaño de las partículas, la gravedad específica y la presencia de minerales que incrementan la viscosidad de la pulpa, como las arcillas.

La Densidad de Pulpa tiene una relación muy estrecha con la velocidad de agitación, a densidades menores se incrementará la velocidad de agitación utilizando los mismos equipos de agitación.

Muchos investigadores que estudiaron la disolución del oro con solución de cianuro han indicado que el porcentaje de recuperación aurífera se incrementa con la velocidad de agitación. De manera cuantitativa tenemos los resultados de Kakovxkii y Kholmanskikh (1960), quienes determinaron que la velocidad máxima de agitación para la disolución del oro es de 150 rpm y por encima de esta velocidad la disolución se mantiene constante. Cathro (1963) confirmó que a muy elevadas velocidades de agitación la disolución aurífera disminuye ligeramente.

1.3. JUSTIFICACIÓN.

La Planta de Beneficio Doble D, en la actualidad no dispone de un estudio que sustente sus parámetros de operación. Dentro de los diversos factores que intervienen en la disolución de oro por cianuración; son la densidad de pulpa y la concentración de cianuro; los factores particulares y característicos de cada planta de beneficio, ya que tanto los equipos como las características mineralógicas del material a procesar; son distintos en cada planta de beneficio.

El resultado de este estudio nos ayudará a determinar los parámetros más idóneos de operación de la Planta de Beneficio Doble D y de esta manera hacer un uso racional del agua así como también del Cianuro de Sodio.

1.4. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

- En la Planta de Beneficio Doble D, no existe un estudio que determine la densidad de pulpa a la que debería operar.
- En la planta de Beneficio Doble D, no existe un estudio que determine la concentración de cianuro de sodio necesaria para tener elevadas recuperaciones de oro.
- ¿Será viable determinar el efecto de la densidad de pulpa y la concentración de cianuro de sodio en la lixiviación por agitación para la recuperación de oro en la planta de Beneficio Doble D-Arequipa?

1.5. OBJETIVOS.

1.5.1. OBJETIVO GENERAL.

Determinar la mayor recuperación de oro en cianuración por agitación en la Planta de Beneficio Doble D - Minera Colibrí SAC -Arequipa.

1.5.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS.

- Determinar la Densidad de Pulpa más conveniente para las operaciones de la Planta de Beneficio Doble D.
- Determinar la Concentración de Cianuro de Sodio más adecuada para el proceso de la Planta de Beneficio Doble D, logrando recuperaciones auríferas elevadas.
- Contribuir al menor uso posible de cianuro de sodio en las operaciones de la Planta de Beneficio Doble D.

1.6. HIPÓTESIS.

Con el estudio propuesto de determinación de Densidad de Pulpa y Concentración de Cianuro de Sodio, lograremos una mayor recuperación de oro.

1.7. ÁMBITO DE ESTUDIO

1.7.1. UBICACIÓN.

La Planta de Beneficio Doble D que pertenece a la Empresa Minera Colibri SAC, está ubicado sobre los 1200 msnm en el Paraje El Convento, a 5 Km al este del Centro Poblado de Cháparra, Distrito de Cháparra, Provincia de Caravelí, Región Arequipa. Véase Apéndice 1

1.7.2. CLIMA Y VEGETACIÓN.

En el Valle de Cháparra que se encuentra en la parte baja de la provincia posee un clima muy caluroso por su estrechez y profundidad. Las temperaturas medias anuales oscilan entre los 15°C y los 24°C. Las Lluvias del invierno en la costa y del verano en la sierra, llegan solo a los extremos del valle, que no recibe más que esporádicas lloviznas muy escasas.

Este territorio es en su mayor parte desértico, el cauce seco del río del mismo nombre ha originado una angosta franja de terrenos agrícolas.

La vegetación en los últimos años ha ido disminuyendo progresivamente debido a la carencia de agua principalmente ya que el riego es poco tecnificado lo cual hace que se necesite más agua aunado a las pocas lluvias en la sierra y también al uso para la minería de este recurso.

Se estima que el 32,40% del territorio de Cháparra tiene potencial minero, principalmente aurífero y cúprico (Instituto Nacional de Concesiones y Catastro Minero, 2004).

1.7.3. VIAS DE ACCESO.

La vía de acceso a la Planta de Beneficio Doble D es únicamente vía terrestre:

Lima-Chala 620 Km de carretera asfaltada.

Chala-Achanizo 30 Km de carretera afirmada.

Achanizo-Cháparra 16 Km de trocha carrozable.

Cháparra-Planta de Beneficio 5 Km de trocha carrozable.

1.7.4. MINERALOGIA.

Debido al carácter netamente acopiador de la empresa. La planta procesa minerales de las diversas zonas del Perú. Para el presente estudio se ha utilizado una pila de mineral de 634.520 TMS, la cual estuvo formada por diversos minerales que a continuación detallaremos:

CUADRO N° 03

COMPOSICIÓN PORCENTUAL SEGÚN TIPO DE MINERAL DE LA PILA EN ESTUDIO.

Tipo de mineral	TMS	Porcentaje (%)
RELAVE	114.168	17.99
MINERAL CRUDO	520.353	82.01

Fuente: Elaboración propia.

A su vez la procedencia de los diversos minerales podemos resumirlo en el siguiente cuadro:

CUADRO N° 04

COMPOSICIÓN PORCENTUAL SEGÚN PROCEDENCIA DEL MINERAL DE LA PILA EN ESTUDIO.

Procedencia del mineral	TMS	Porcentaje (%)
Región Costa	423.307	66.71
Región Sierra	211.213	33.29

Fuente: Elaboración propia.

En consecuencia las características mineralógicas del material de estudio están dado en proporción de acuerdo al cuadro 4 y a las siguientes mineralogías:

- De la costa, donde los cerros son casi exclusivamente formaciones de rocas cristalinas, el oro se encuentra en las vetas de cuarzo que se han abierto paso en los terrenos graníticos y

sieníticos. En esta región el cuarzo aurífero va casi siempre acompañado de óxido de hierro hidratado (limonita) o anhidro (fierro oligisto compacto).

La proporción del óxido de hierro que acompaña al cuarzo aurífero varía muchísimo, de manera que se observan todas las variedades posibles desde el cuarzo blanco con pequeñas manchas de hierro, hasta una roca rojiza tan cargada de hierro que esta última forma casi la totalidad del mineral aurífero, presentándose el cuarzo casi de un modo accidental.

El cuarzo en los minerales auríferos de la costa varía mucho en su aspecto, hallándose cristalizado en prismas, en granos semicristalinos aglomerados y reunidos por el óxido de hierro, y en masas amorfas más o menos compactas, o esponjosas con aspecto de escoria.

Por último, en la costa del Perú se nota a veces el oro nativo también en los minerales de cobre, en los que se observa entremezclados la calcosina (Cu_2S), covelina (CuS), calcopirita (CuFeS_2), ziguelina (Cu_2O), malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$), atacamita ($\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$) y crisocola o silicato de cobre ($(\text{Cu}_2\text{Al})_2\text{H}_2(\text{OH})_4\text{Si}_2\text{O}_5 \cdot n\text{H}_2\text{O}$).

- De la región de la sierra, en donde predominan las rocas sedimentarias no solamente se ven vetas de oro en los terrenos cristalinos, sino también que se presentan también en rocas metamórficas, tales como las cuarcitas y pizarras, introduciéndose comúnmente entre la roca sedimentaria y la eruptiva.

El oro se presenta en estas vetas en estado nativo como en la pirita o sulfuro de hierro, o acompañando otros sulfuros metálicos más o menos argentíferos, tales como calcopirita (CuFeS_2), bornita (CuPbSbS_3), jamesonita ($\text{Pb}_4\text{FeSb}_6\text{S}$), galena (PbS), etc.

El oro en la región de la Sierra no se presenta solamente en vetas o filones, sino que aparece también granos sueltos, en los terrenos de aluvión antiguos y modernos, constituyendo en el primer caso los depósitos auríferos que llaman en el país

aventaderos y, en el último, los lavaderos que son casi desconocidos en la región de la Costa.

En la Cordillera oriental, el oro se encuentra comúnmente en vetas de cuarzo inyectadas en las pizarras talcosas y arcillosas por el solevantamiento de las rocas cristalinas. El cuarzo que acompaña al oro en esta región es comúnmente blanco y si a veces tiene manchas de óxido de fierro nunca este último se halla en tanta abundancia como en los minerales auríferos de la Costa. El cuarzo de las vetas auríferas de esta región y principalmente de la provincia de Sandia ofrece a veces puntos y pequeñas manchas de pirita arsenical (FeAs_2).

En esta parte del Perú hay grandes depósitos de tierras auríferas y es de donde se han sacado las más grandes pepitas de oro.



CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. MARCO TEÓRICO.

2.1.1. EL CIANURO EN LA EXTRACCIÓN AURÍFERA.

Cianuro es un término que se aplica a un grupo de sustancias que contienen carbono y nitrógeno, que se encuentran en la naturaleza o han sido producidos por el hombre. Existen más de 2000 fuentes naturales de cianuro entre insectos, bacterias, algas, hongos y plantas superiores; el hombre produce HCN, NaCN y KCN.

El cianuro es de los pocos reactivos químicos que disuelven al oro en medio acuoso. Por razones tanto económicas como técnicas, el cianuro es la sustancia química más usada para la disolución del oro. Más del 90% del oro extraído a nivel mundial se basa en la utilización del cianuro.

En las operaciones metalúrgicas el cianuro de sodio es la especie más usada seguida del cianuro de potasio, aunque existen diversas especies de cianuro que disuelven al oro no se utilizan a nivel industrial.

2.1.2. ASPECTOS GENERALES SOBRE LA QUIMICA DEL CIANURO.

a. CONCEPTO DE LA LIXIVIACION.

Es el proceso hidrometalúrgico que consiste en la disolución selectiva de los metales, presentes en las especies mineralógicas de cualquier

naturaleza, desde los sólidos que los contienen, mediante una solución disolvente acuosa.

b. MÉTODOS DE LIXIVIACION.

Los principales métodos de lixiviación usados en la actualidad se pueden clasificar de la forma que sigue:

Lixiviación In-Situ: Consiste en la aplicación de soluciones directamente sobre el mineral que está ubicado en el lugar del yacimiento, sin someterlo a labores de extracción minera alguna.

Lixiviación en Botaderos: Consiste en el tratamiento de minerales de muy bajas leyes, normalmente debajo de la ley de corte económica para la planta principal conocidos como “estéril mineralizado”. En los yacimientos más antiguos, este material muchas veces se acumuló sin prestar atención a su tratamiento posterior, normalmente en cañones o quebradas cercanas a las minas. Alcanzando alturas de 100 metros o más y el sustrato basal no siempre es el adecuado para recoger soluciones, sin embargo estas continúan aplicándose en la parte superior y colectándose en una laguna de intersección en la roca impermeable más próxima.

Lixiviación en Pilas (Pad): A diferencia de los botaderos, en este caso el mineral tiene una mayor ley y, por lo tanto, económicamente paga por un tratamiento más complejo a través de una planta de chancado. Las pilas se cargan habitualmente entre 3 y 10 metros, sobre un sustrato impermeable, normalmente protegido con una membrana de plástico del tipo polietileno de alta, baja o muy baja densidad o cloruro de polivinilo, que puede tener desde 0,1 a 1,5 mm de espesor según las exigencias de cada aplicación. Para ayudar a la recolección de las soluciones se usan cañerías de drenaje perforadas y canaletas abiertas. Las soluciones se distribuyen por medio de goteros, incluso enterrados en los casos de condiciones climáticas extremas o bien mediante aspersores dependiendo de la evaporación y la disponibilidad de agua en cada operación.

Lixiviación en Bateas Inundadas: Conocido como sistema de lixiviación por percolación, consiste en una estructura con forma de paralelepípedo de hormigón, protegido interiormente con asfalto antiácido o resina epóxica, provisto de un fondo falso de madera y una tela filtrante, que se llena hasta arriba de mineral y que se inundan con las soluciones de lixiviación.

Lixiviación por Agitación: Para ello se requiere que el mineral este finamente molido, por esto se aplica solamente a minerales frescos de leyes altas, que por su mayor valor contenido justifican una molienda húmeda, a cambio de una mayor recuperación y de un menor tiempo de proceso. Así se aumentan el área expuesta a la lixiviación y la agitación permite disminuir el espesor de la capa limitante de difusión, al mismo tiempo que se maximiza el área de la interfase gas-líquido.

CUADRO N° 05
RESUMEN DE DIFERENTES TÉCNICAS DE LIXIVIACIÓN DE MINERALES

Rangos de Aplicación y resultados	Métodos de Lixiviación			
	En Botaderos	En Pilas	Percolación	Agitación
Ley de Mineral	Baja ley	Baja-medía	Media-alta	Alta ley
Tonelaje	Grande	Gran a mediano	Amplio rango	Amplio rango
Inversión	Mínima	Media	Media a alta	Alta
Granulometría	Corrido de mina	Chancado grueso	Chancado medio	Molienda húmeda
Recuperaciones típicas	40-50%	50-70%	70-80%	80-90%
Tiempo de tratamiento	varios años	varias semanas	varios días	horas
Calidad de soluciones	Diluidas	Diluidas	Concentradas	Medianas
Problemas principales en su aplicación	Recuperación incompleta, re precipitación de Fe y Cu, canalizaciones, evaporaciones, pérdidas de soluciones, soluciones muy diluidas.	Recuperación incompleta, requiere de grandes áreas, canalizaciones, precipitaciones, evaporación	Bloqueo por finos, requiere de más inversión, manejo de materiales, necesidad de mayor control en la planta.	molienda, lavado en contracorriente, tranque de relaves, inversión muy alta, control de la planta es más sofisticado.

Fuente: G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 40

c. LIXIVIACION DEL ORO.

La cianuración utiliza la propiedad del oro de disolverse en soluciones alcalinas diluidas de cianuro de sodio y potasio, en presencia de oxígeno, de manera preferencial sobre otros minerales. Sin embargo, industrialmente se prefiere usar el cianuro de sodio (NaCN) por su mayor contenido de CN^- activo por unidad de peso: 53%, versus 40% en el caso del KCN, lo que influye en los precios de comercialización y transporte. El cianuro de calcio, $\text{Ca}(\text{CN})_2$, no es tan utilizado, a pesar de presentar un buen porcentaje de ion CN^- activo: 56,5% dado que suele comercializarse con un mayor contenido de impurezas que en los otros dos casos.

La reacción de disolución que tiene lugar durante la lixiviación de estos elementos con soluciones de NaCN, son de tipo electroquímico. La reacción global de la lixiviación del oro, conocida como la ecuación de Elsner, es:



d. QUIMICA DEL CIANURO EN MEDIO ACUOSO.

El principio activo es el radical cianógeno CN^- , el cual es monovalente, su fórmula es la siguiente:

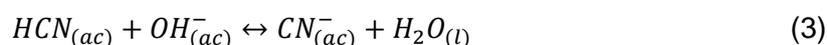


En esta fórmula se observa que el Carbono tiene una valencia libre, cuando esta se une con el sodio, forma el NaCN (cianuro de sodio), con el potasio, forma el KCN (cianuro de potasio), con el cobre forma el $\text{Cu}(\text{CN})_2$, en este caso por ser el cobre bivalente se necesitan dos radicales cianógenos.

Cuando el grupo cianógeno une su valencia libre con el Hidrógeno (H) monovalente, forma el compuesto HCN, llamado ácido cianhídrico, el cual es un ácido muy débil, altamente tóxico y de fácil formación.

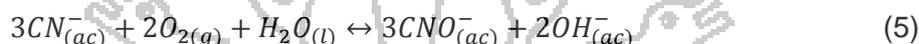


Por ello, las soluciones acuosas alcalinas de metales cianurados contienen una elevada concentración de iones hidroxilos y, en la formación de complejos, estos compiten exitosamente por el metal:



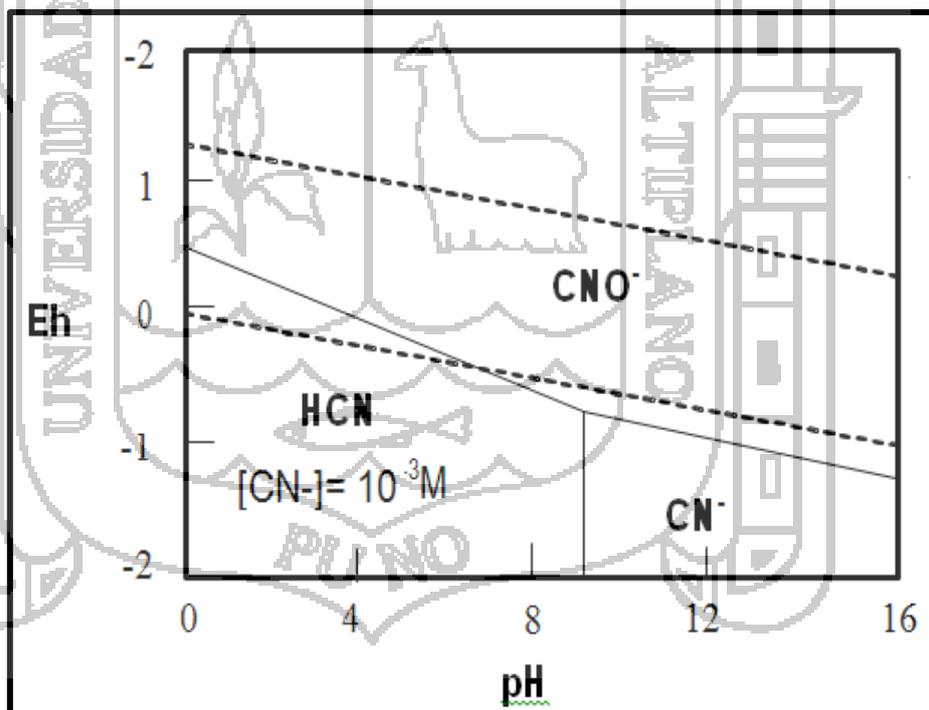
A un pH cercano a 9,3, la mitad del cianuro total se encuentra como HCN, mientras el resto se presenta como cianuro libre (CN^-). A pH 10,2, más del 90% del cianuro total se encuentra como CN^- y, a pH 8,4, sobre el 90% está como HCN.

A su vez, tanto el ácido cianhídrico como el ion cianuro libre, en presencia de oxígeno y bajo condiciones adecuadamente oxidantes, se oxidan a cianato (CNO^-) de acuerdo a las ecuaciones que siguen:



Estas reacciones son indeseables durante el proceso de lixiviación, ya que reducen el cianuro libre disponible y el cianato que se forma no disuelven el oro. Como se muestra en la siguiente figura.

FIGURA N° 01
COMPORTAMIENTO ELECTROQUÍMICO DEL CIANURO.



Fuente: J Pérez O Higuera, Ingeniería & Desarrollo. 24: 67, 2008

Estas reacciones de oxidación deberían ser termodinámicamente espontáneas. Sin embargo, en la práctica eso no ocurre, y se requieren oxidantes muy poderosos, tales como el Ozono (O_3), el

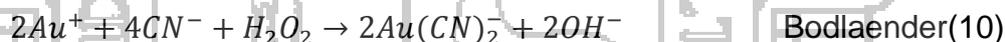
Peróxido de Hidrógeno (H_2O_2), el ácido Hipocloroso ($HClO$) u otro reactivo oxidante para lograr que la reacción para la destrucción del cianuro se produzca a una velocidad significativa.

e. DISOLUCIÓN DEL ORO EN SOLUCIONES CIANURADAS.

En su forma más simple, la reacción para disolución de oro metálico en una solución diluida de cianuro es:



Se ha observado en la práctica que el oro no se disuelve sin aireación intensa; consecuentemente, las siguientes reacciones han sido propuestas para la disolución del oro en soluciones diluidas de cianuro.



Barsky, Swainson y Hedley determinaron la energía libre de formación de los iones complejos de oro-cianuro y plata-cianuro. De los datos obtenidos ellos calcularon los cambios de energía libre en las diferentes reacciones sugeridas y puntualizaron cuales de ellas son teóricamente posibles bajo condiciones corrientes de cianuración. Las constantes de equilibrio calculadas para las ecuaciones propuestas, son del siguiente modo:

Para la ecuación de Elsner $K = 10^{66}$

Para la ecuación de Jannin $K = 10^{9.9}$

Para las ecuaciones de Bodlaender $K = 10^{16}$ y $10^{12.1}$

Consecuentemente la ecuación de Elsner es la que realmente expresa la reacción de la disolución del oro en soluciones cianuradas.

2.1.3. LIXIVIACION POR AGITACIÓN.

La Cianuración por Agitación es un método que requiere de la máxima liberación del mineral, para obtener buenas recuperaciones en oro; si el oro es más expuesto a las soluciones cianuradas, mayor será su disolución del oro. Las menas son molidas a tamaños menores a las 150 mallas, son agitadas con solución cianurada por tiempos que van desde las 6 hasta las 72 horas, la concentración de cianuro debe estar en el rango de 200 ppm (0.020%) a 800 ppm (0.080%), el pH debe ser alto, entre 10.5 a 11.5 para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis y para neutralizar los componentes ácidos de la mena, para evitar lo anterior se utiliza cal o soda cáustica, para mantener el pH alcalino.

La recuperación de oro de las soluciones “ricas” se realiza en dos formas: una es la del Carbón activado (CIP y CIL) y la otra técnica es la de precipitar con polvos de zinc (Merrill Crowe). Finalmente, hay que usar algunas técnicas como la desorción del carbón activado, la electrodeposición del oro y la fundición y refinación del oro, para obtener el oro de alta pureza.

La agitación puede ser considerada como el método mecánico de mezcla de pulpa con un exceso de aire, en tanques circulares de capacidad suficiente para permitir el equilibrio del oro a disolverse en la solución cianurada. Estos agitadores son de varios tipos de construcción, siendo divididos básicamente de dos tipos principales, es decir aquellos que dependen completamente de elevadores de aire y en segundo lugar, aquellos que dependen de una combinación de aire y agitación mecánica (Figura 2). El primero de ellos es conocido como agitador Brown o Tanque Pachuca, en el cual la altura es por lo menos tres veces el diámetro. Este depende completamente, para su acción de agitación, de una columna de ascensión de aire desde la parte central del fondo del cono. Los agitadores mecánicos insuflan aire a un lado o en el centro del elevador de aire, para elevar y airear la pulpa mientras dependen de un mecanismo de agitación mecánica en el fondo para mantener la pulpa en suspensión.

Sus ventajas comparativas con otros métodos de lixiviación son:

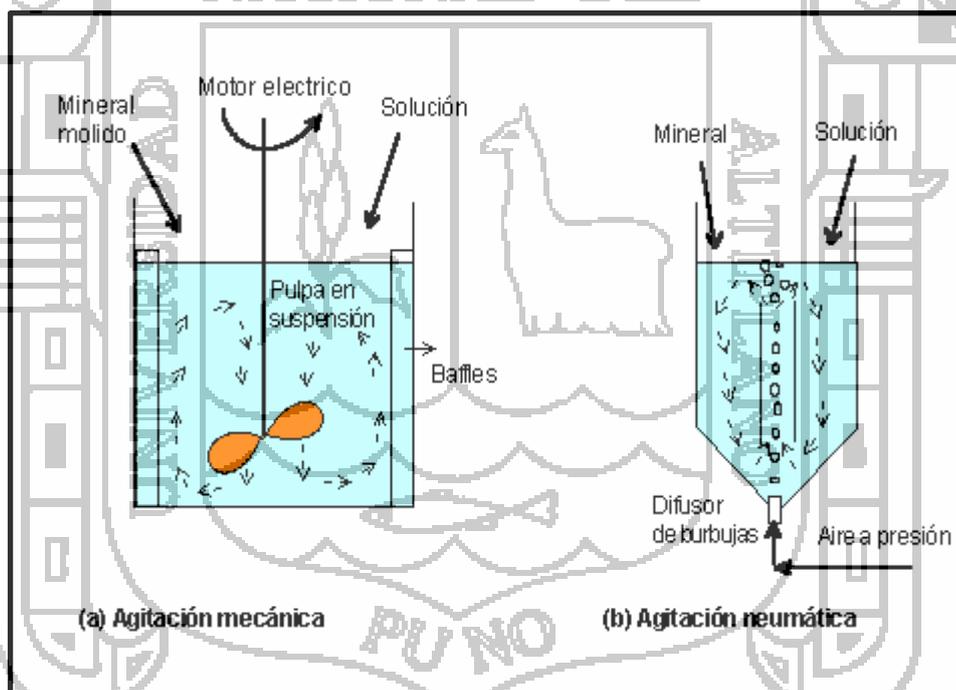
- Alta extracción del elemento a recuperar
- Tiempos cortos de procesamiento (horas)
- Proceso continuo que permite una gran automatización
- Facilidad para tratar menas alteradas o generadoras de finos

Sus desventajas son:

- Un mayor costo de inversión y operación
- Necesita una etapa de molienda y una etapa de separación sólido-líquido (Espesamiento y filtración).

FIGURA N° 02

TIPOS DE AGITACIÓN



Fuente: G Cáceres, Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Pág. 64

2.1.4. CARBON EN PULPA (CIP).

El proceso CIP es generalmente usado en el tratamiento de menas de oro diseminado aunque también puede ser utilizado para concentrados, el mineral es acondicionado con soda cáustica o cal necesarios según datos obtenidos en laboratorio, las menas son molidas en uno o más molinos de bolas en una operación en circuito cerrado con uno o más

hidrociclones, para producir un producto molido de un tamaño conveniente para la lixiviación; el grado de liberación del mineral para obtener una aceptable recuperación de oro, debe ser determinado por el laboratorio (usualmente es 80% -200mesch); debe realizarse las operaciones necesarias para que la densidad de pulpa producto de los hidrociclones este en el orden de entre 35 y 50% de sólidos; desde que se inicia la molienda se realiza la adición de cianuro de sodio y de cal o soda cáustica de acuerdo a los parámetros de operación, a esta pulpa vigorosamente mezclada; y de ser relevante se le adiciona aire u oxígeno en los tanques agitados mecánicamente.

La dosificación de reactivos, el número de etapas de lixiviación y el tiempo de residencia total son determinados previamente a la proyección de la planta como resultado de pruebas en laboratorio y/o pruebas en planta piloto.

La pulpa fluye del circuito de lixiviación hacia el circuito CIP que consiste de 3 ó mas tanques lixiviantes, dentro de ellos se adicionan el carbón activado.

El circuito CIP opera en contracorriente, esto es, el carbón activado fluye en dirección opuesta a la pulpa lixiviada, los tamaños del carbón activado son entre 6 a 16 mallas o tamaños similares, este es adicionado en los tanques de adsorción.

Mientras el carbón está en el circuito este adsorbe más cianuro de oro y plata, cuando está suficientemente cargado este carbón es removido de los tanques.

El carbón cargado es enviado al circuito de Desorción, la pulpa estéril es lavada después de pasar a través del circuito CIP y generalmente es dispuesta como colas, el agua de las colas es otra vez usada tan amplia y extensamente como sea posible, aunque inevitablemente haya pérdidas; la concentración de carbón por tonelada de la pulpa, la densidad de pulpa, el número de etapas de adsorción, la proporción

relativa de carbón cargado son parámetros importantes que se determinan por pruebas o experiencias para proveer una alta eficiencia.

El éxito del proceso CIP fue asegurado por el desarrollo de un medio de desorción del carbón cargado, que es mejor que ser quemado, esto permite al carbón ser reciclado haciéndolo económicamente favorable.

El carbón activado cargado con cianuro de oro y plata es transportado a los tanques de desorción en donde una solución caliente de NaCN-NaOH es utilizada para lavar los metales preciosos, la solución despojada impregnada es bombeada a las celdas de electrodeposición, donde el oro y la plata son tratados sobre cátodos de lana de acero, después de un suficiente cargado de lana o malla de acero inoxidable, el cátodo es removido así como el cemento que precipitó para que se realice la fundición.

El carbón desorbido es enviado a horno de reactivación o de regeneración para reactivar su superficie después mezclado con carbón nuevo y cribado es retornado al circuito CIP.

2.1.5. PRINCIPALES FACTORES QUE AFECTAN LA LIXIVIACION POR AGITACIÓN.

La velocidad de disolución del oro utilizando la lixiviación por agitación puede depender entre otros de:

- **EFFECTO DE LA CONCENTRACIÓN DE CIANURO.** De acuerdo a J. S. Mac Laurin, la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluidas. Su trabajo muestra que este máximo es alcanzado a una concentración de solución de NaCN de 0.25% es decir 2.5 g/L.

De acuerdo a Christy, para todo fin práctico, soluciones con menos de 0.001% (0.01 g/L) de KCN no disuelven el oro.

Julian y Smart, descubrieron que la velocidad de disolución del oro aumenta rápidamente en proporción al aumento de concentración de la solución hasta 0.1% (1 g/L) de KCN inclusive.

White, descubrió que la razón máxima es aproximadamente de 0.027% (0.27 g/L) de KCN o 0.020% (0.20 g/L) de NaCN, cuando la solución está saturada de oxígeno.

La concentración de la solución, según Barskey, Swainson y Hedley, para una disolución más rápida, es de 0.05% (0.5 g/L) de NaCN.

Todas estas variaciones se deben probablemente a la variedad de las técnicas empleadas en la determinación de estas cifras. Estas variaciones incluyen factores como la razón de volumen de solución a superficie de oro, violencia de agitación, velocidad de aireación; aunque hay que considerar también la mineralogía de la mena.

En la práctica, la mayoría de las plantas de cianuración, utilizan soluciones que contienen menos de 0.05% (0.5 g/L) de NaCN; el promedio general probablemente está cerca del 0.02% al 0.03% de NaCN.

La razón de disolución del oro en soluciones cianuradas aumenta linealmente con la concentración de cianuro, hasta que se alcanza o se produce un máximo, más allá del cual un incremento en la concentración de cianuro no aumenta la cantidad de oro disuelto, sino por el contrario tiene un ligero efecto retardante, como lo muestra los resultados de las investigaciones de Maclaurin (1893) y el estudio de Barsky y otros (1934).

- **EFFECTO DEL TAMAÑO DE PARTICULA.** Cuando se presenta oro en grano grueso en las menas, la práctica usual es eliminarlo mediante trampas gravimétricas de oro: Jigs, paños, etc. Antes de la cianuración. De otro modo, estas partículas gruesas podrían no disolverse completamente en el tiempo disponible para la cianuración. Otra práctica para reducir el tamaño de las partículas de oro que van a la cianuración es la molienda y clasificación de las menas en circuito cerrado.

La velocidad de disolución del oro es proporcional a la superficie expuesta del oro, la misma que depende del tamaño de la partícula mineral y del grado de liberación del metal precioso. En general, la velocidad de disolución aumenta con el menor tamaño de partícula (mayor liberación de oro). Sin embargo, al decrecer el tamaño de la partícula, se incrementan también las reacciones de competencia de otros elementos, por tanto, se debe encontrar un compromiso entre el tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción del oro y el consumo de cianuro. (Marsden, 1992).

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, tardara el doble de tiempo en disolverse.

La granulometría usualmente deseada en las plantas CIP es 80% - 200mesh.

- **EFFECTO DEL OXÍGENO.** La concentración de cianuro es relativamente fácil de controlar, no así la del oxígeno, debido a su escasa solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas, a nivel del mar y 25°C se puede tener en solución $8,2 \text{ mg O}_2/\text{L}$ ($0,082 \text{ g/L}$).

Por esta razón se dice que la cianuración está controlada por fenómenos de transporte. El cianuro es fácil de adicionar, pero el oxígeno es difícil de controlar en solución.

Se ha determinado, con valores experimentales y prácticos, que es adecuado tener una relación $[\text{CN}^-]/[\text{O}_2]$ cercana a 6, para tener la máxima velocidad de disolución de oro.

La máxima concentración de oxígeno en la solución podrá ser de 8 mg/L , entonces la máxima razón de disolución del oro sobre condiciones ideales de agitación y aireación pueden tener lugar en soluciones que contengan $0,0098\% \text{ NaCN}$ ($0,098 \text{ g/L}$).

El uso del oxígeno o de un agente oxidante es indispensable en la disolución de oro, bajo condiciones normales de cianuración, los agentes oxidantes, tales como: peróxido de sodio, permanganato de potasio, dióxido de manganeso, el bromo y el cloro han sido utilizados con mayor o menor éxito en el pasado, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones inherentes en el manejo de ellos, han dejado de ser usados.

Según estudios realizados 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. El uso de oxígeno puro es demasiado costoso, por lo que el aire es la fuente usual de oxígeno requerido.

También un exceso de oxígeno produce precipitación de plata como sulfuro y la formación de tiocianatos y sulfocianatos, que a la postre significan consumo de cianuro.

- **EFFECTO DE LA ALCALINIDAD.** Es necesario que la solución se mantenga a un cierto nivel de alcalinidad para que se produzca una buena disolución del oro. En la práctica se ha tomado un pH que varía entre 10 y 12 como un rango óptimo de trabajo para disolución de minerales auríferos.

La alcalinidad se le puede mantener con distintos álcalis, entre los cuales el más usado la cal, por su bajo costo y fácil manipulación.

Las razones de realizar la lixiviación en medio básico son muchas:

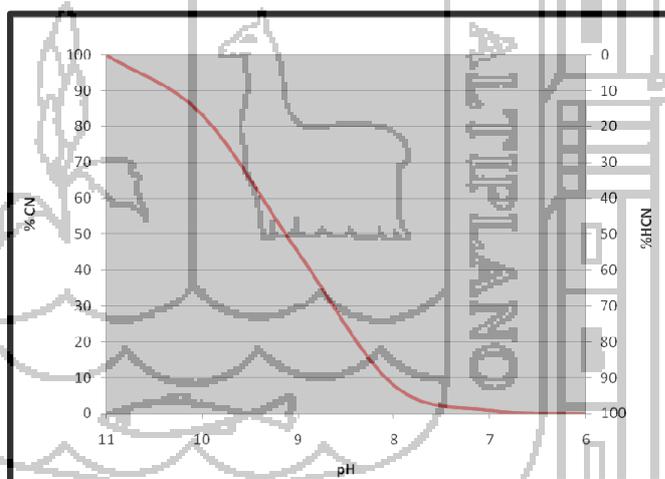
- Evitar pérdida de cianuro por acción del CO_2 del aire.
- Evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis.
- Descomponer los bicarbonatos en el agua antes de emplearla en la cianuración.
- Neutralizar los compuestos ácidos tales como sales ferrosas, férricas y sulfatos de magnesio en el agua antes de añadirla al circuito de lixiviación.

- Neutralizar los constituyentes ácidos de la mena.
- Ayudar a la sedimentación de las partículas de material fino, de modo que la solución rica clara pueda ser separada de la mena cianurada.
- Mejorar la extracción cuando se trata de menas que contengan telururos, plata roja (ruby), que se descomponen más rápidamente a grados mayores de alcalinidad.

Como resultado de diversas investigaciones y para mostrar la conveniencia de trabajar a pH superiores a 10, se muestra la figura siguiente:

FIGURA N° 03

**FORMACIÓN DE CIANURO DE HIDRÓGENO Y CIANURO LIBRE
EN SOLUCIONES ACUOSAS EN FUNCIÓN DEL PH.**



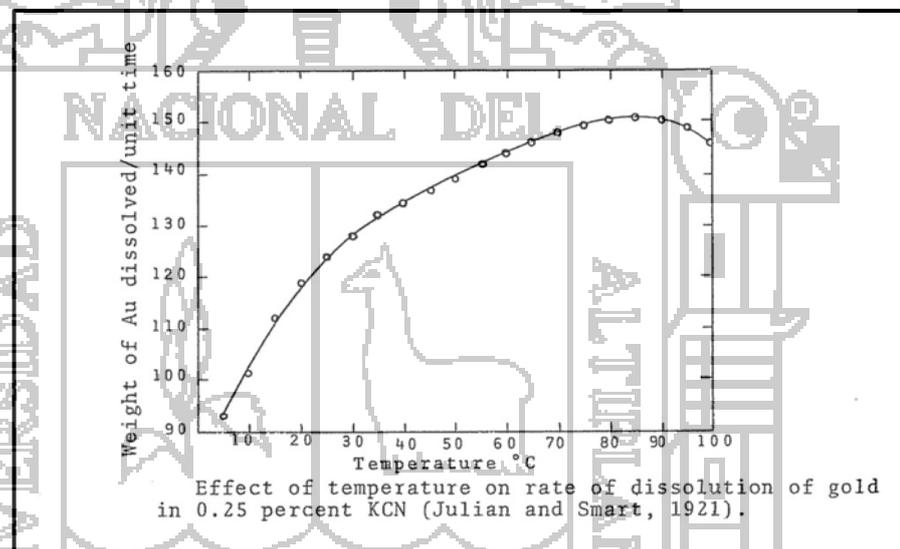
Fuente: E Miguel y D Mihovilovic, Hidrometalurgia. Pág. 198

- **EFFECTO DE LA TEMPERATURA.** Cuando se aplica calor a una solución de cianuro que contiene oro metálico, dos factores opuestos afectan a la velocidad de disolución. Es de esperar que el aumento de la temperatura aumente la actividad de la solución, aumentando así la velocidad de disolución del oro. Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno de la solución disminuirá porque la solubilidad del oxígeno y en general de los gases disminuye con el incremento de la temperatura.

Se ha determinado experimentalmente que sobre los 38°C , la descomposición del cianuro es notable; en climas fríos se ha encontrado ventajoso mantener la temperatura entre 15.5°C y 21°C . Según los trabajos realizados por Julian y Smart con $0.25\%\text{KCN}$, la solubilidad del oro se incrementa al máximo en 85°C , aunque el contenido de oxígeno a esta temperatura era menor de la mitad que del que tenía a 25°C . Además descubrieron que a 100°C , la velocidad de disolución del oro era ligeramente inferior a la máxima, aunque la solución no contuviera oxígeno, como lo muestra la figura.

FIGURA N° 04

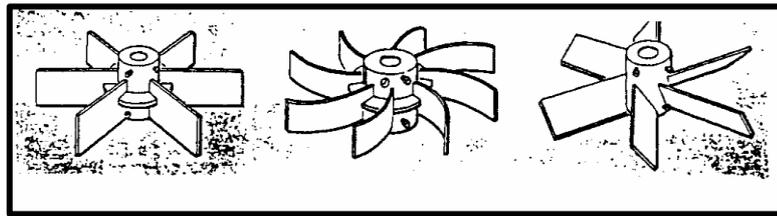
EFFECTO DE LA TEMPERATURA EN LA DISOLUCIÓN DE ORO A $0.25\%\text{KCN}$.



- **EFFECTO DE LA VELOCIDAD DE AGITACIÓN.** Al aumentar la velocidad de agitación, disminuye la capa límite de fluido que rodea a las partículas, reduciéndose el espacio que deben recorrer los iones cianuro y el oxígeno para alcanzar la superficie del metal, aumentando la disolución.

La velocidad de agitación debe ser lo suficiente alta para mantener los sólidos en suspensión, para que no decanten. Una velocidad de agitación alta tiende a favorecer la cinética de la reacción, pero tiene un costo energético apreciable. Favorece también la disolución de gases en la solución. Existen varios diseños de agitadores. Como se muestra en la figura 5.

FIGURA N° 05
TIPOS DE IMPULSORES.



- **EFFECTO DE LA DENSIDAD DE PULPA.** Es la mezcla matemática de una porción constituida por sólidos de una granulometría casi uniforme y otra constituida por un líquido, generalmente el agua.

La pulpa tiene características propias tales como gravedad específica, peso y volumen, que generalmente son referidos en porcentajes de peso o volumen de los constituyentes.

La densidad de pulpa, al peso de la unidad de volumen que generalmente se denomina en kilogramos por litro o gramos por litro, puesto que la pulpa se comporta como un líquido o fluido

El porcentaje de sólidos debe ser en la mayoría de los casos lo más alto posible para alcanzar una alta concentración del ion metálico en la solución de lixiviación, minimizar los costos de inversión en el circuito de lixiviación por menor capacidad volumétrica y reducir el tamaño y costo subsecuente de espesamiento y filtración.

El porcentaje de sólidos en la pulpa varía entre 35 y 60%.

2.2. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN.

En la investigación se estudiará la influencia de las variables independientes: Densidad de Pulpa y Concentración de Cianuro de Sodio en la solución, las cuales determinaran el nivel de recuperación del oro mediante lixiviación por agitación.

Mediante este estudio, se determinarán la influencia de los parámetros de operación como son: Densidad de pulpa y Concentración de Cianuro de Sodio en la solución, para conseguir altas recuperaciones auríferas.

Asimismo, se establecerán los rangos operacionales más adecuados de agua y de reactivo de Cianuro de Sodio, que permitirán definir las condiciones idóneas de recuperación de oro.

Para el desarrollo del estudio, se requerirán los siguientes:

Materiales:

- Muestra de mineral pulverizado.
- Botellas de plástico de 20 litros.
- Agua destilada.
- Vasos de precipitado.
- Piseta.
- Probeta.
- Bureta.
- Malla de 74μ , es decir malla 200mesh.
- Espátula.
- Papel filtro.
- Embudo.
- Gotero.

Equipos:

- Agitador mecánico-eléctrico
- pHmetro digital.
- Balanza.

Reactivos químicos:

- Soda caústica.
- Cianuro de sodio.
- Nitrato de plata.
- Yoduro de potasio.

2.2.1. PRUEBAS EXPERIMENTALES.

Para la realización de las pruebas experimentales del presente estudio, se requiere del concurso tanto de laboratorio metalúrgico como de laboratorio químico.

En el laboratorio metalúrgico se realizarán los siguientes ensayos y operaciones:

- Determinación del tamaño de partícula, este caso es 80%-200 mesh.
- Determinación de la gravedad específica.
- Cianuración por agitación, se realizarán pruebas metalúrgicas en botella en diversas condiciones que mencionaremos a continuación:

- **Prueba de agitación con densidad de pulpa 1250 g/L.**

Esta prueba se dividirá a su vez en 5 pruebas con las siguientes concentraciones de cianuro de sodio 0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.40% de NaCN; con los siguientes parámetros:

Peso de mineral: 1000 gr.

Volumen de agua: por determinar.

pH de la prueba: entre 11-11.5

Dilución: por determinar.

Tiempo: 24 horas.

Velocidad de agitación: 60 rpm.

- **Prueba de agitación con densidad de pulpa 1300 g/L.**

Esta prueba se dividirá a su vez en 5 pruebas con las siguientes concentraciones de cianuro de sodio 0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.40% de NaCN; con los siguientes parámetros:

Peso de mineral: 1000 gr.

Volumen de agua: por determinar.

pH de la prueba: entre 11-11.5

Dilución: por determinar.

Tiempo: 24 horas.

Velocidad de agitación: 60 rpm.

- **Prueba de agitación con densidad de pulpa 1350 g/L.**

Esta prueba se dividirá a su vez en 5 pruebas con las siguientes concentraciones de cianuro de sodio 0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.40% de NaCN; con los siguientes parámetros:

Peso de mineral: 1000 gr.

Volumen de agua: por determinar.

pH de la prueba: entre 11-11.5

Dilución: por determinar.

Tiempo: 24 horas.

Velocidad de agitación: 60 rpm.

- **Prueba de agitación con densidad de pulpa 1400 g/L.**

Esta prueba se dividirá a su vez en 5 pruebas con las siguientes concentraciones de cianuro de sodio 0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.40% de NaCN; con los siguientes parámetros:

Peso de mineral: 1000 gr.

Volumen de agua: por determinar.

pH de la prueba: entre 11-11.5

Dilución: por determinar.

Tiempo: 24 horas.

Velocidad de agitación: 60 rpm.

- **Prueba de agitación con densidad de pulpa 1450 g/L.**

Esta prueba se dividirá a su vez en 5 pruebas con las siguientes concentraciones de cianuro de sodio 0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.40% de NaCN; con los siguientes parámetros:

Peso de mineral: 1000 gr.

Volumen de agua: por determinar.

pH de la prueba: entre 11-11.5

Dilución: por determinar.

Tiempo: 24 horas.

Velocidad de agitación: 60 rpm.

- Preparación de reactivos para determinar el consumo de cianuro.
 - Preparación de yoduro de potasio: se pesó 5 gramos de KI y se diluyó en 100ml de agua destilada.
 - Preparación de solución de nitrato de plata: Se pesó 6.7942 gr de AgNO_3 y se diluyó en 1000 ml de agua destilada, para lograr un factor de nitrato de plata de 0.04.
- Determinación de la Concentración de Cianuro de Sodio.
- Determinación de cianuro a reponer durante la prueba.

$g \text{ NaCN}$

$$= (\% \text{NaCN}_{\text{inicial}} - \% \text{NaCN}_{\text{final}}) * \text{Vol de } \text{H}_2\text{O} \\ * \text{Vol muestra}$$

CAPITULO III

OPERACIONES EN PLANTA DE BENEFICIO DOBLE D.

3.1. PROCESAMIENTO DE MINERALES EN LA PLANTA DE BENEFICIO DOBLE D.

La descripción del proceso metalúrgico del mineral en la Planta de Beneficio Doble D, cuya capacidad instalada es de 150 TMS/día será de acuerdo a las etapas que sigue el mineral para la extracción aurífera, estas etapas comprenden las siguientes:

3.1.1. CHANCADO.

El mineral destinado para proceso ingresa a la tolva de gruesos. Se alimentará a la chancadora de quijadas 15" x 20", mediante un chute de descarga con una compuerta para controlar el flujo de descarga y alimentación al circuito de chancado. El producto de esta chancadora, mediante la faja transportadora N°1, es descargado a una zaranda vibratoria de 4'x6', de 3/8 de abertura, donde el mineral fino, descargará a la faja transportadora N°2 que alimentará la tolva de finos. El material grueso es alimentado a una chancadora cónica 1' x 8" cuya abertura está regulada a 3/8", el producto de esta chancadora también se descarga a la faja N°2 para ser descargado en la tolva de finos. El producto final, chancado y clasificado es 100% -3/8.

3.1.2. MOLIENDA.

Esta operación se realizará en circuito cerrado. En esta etapa se añade la solución alcalina de cianuro para incrementar el tiempo de contacto con las partículas libres de oro.

La molienda se efectuará con un molino primario 5'x10' y un molino secundario de 5'x5' y dos molinos de segunda remolienda de 4.5'x5' y 4'x4', dispuestos en serie y en circuito cerrado.

Para la clasificación se cuenta con un ciclón D-6 para la molienda primaria, asimismo se tiene un ciclón D-4 para el molino 4.5'x5' y un ciclón D-4 para el molino 4'x4'.

El producto fino del ciclón D-6 se dirige hacia el cajón del molino 4'x4' y el grueso alimenta al molino 5'x5'. El producto del molino 5'x5' se distribuye de manera proporcional en los repulpadores que alimentan a los molinos 4.5'x5 y 4'x4' respectivamente. El fino de los ciclones de los molinos 4.5'x5 y 4'x4' se enviará a una zaranda vibratoria, para eliminar residuos no minerales, cuyo producto fino es derivado directamente a los tanques de agitación.

El molino primario operará con una densidad de descarga de 1650 g/L. Esta pulpa será diluida a través de esta etapa llegando a los tanques con una densidad promedio de 1410 g/L.

El circuito de molienda opera el 95% del tiempo disponible.

3.1.3. LIXIVIACIÓN Y ADSORCIÓN.

El fino de los ciclones D-4 ingresa a 06 tanques de cianuración; con agitación mecánica; de 15'x20', 20'x20', 20'x20', 12'x12', 12'x12' y 12'x12' que operan en serie. El flujo de pulpa se desplaza por gravedad entre los tanques.

La disposición de los 06 tanques es en cascada, una gradiente de 20 cm entre tanques permite que el flujo se desplace por gravedad.

La densidad de operación actualmente está entre 1380 g/L y 1420g/L .

El proceso de adsorción se efectúa en forma consecutiva a la de lixiviación, para ello se añade carbón activado en los 07 siguientes tanques, con agitación mecánica, de 12'x10', 12'x10', 9'x9', 9'x9', 9'x9', 9'x10' y 9'x9' que operan en serie, cuyo producto final es vertido en la cancha de relaves.

El tiempo de residencia en los 13 tanques es de 40 horas siendo este tiempo más que suficiente para lograr recuperaciones por encima del 90%.

El carbón es extraído mediante el cribado y lavado con agua fresca, utilizando para ello una malla 20, diseñado para tal efecto.

3.1.4. DESORCIÓN Y FUNDICIÓN.

El carbón extraído de los tanques de adsorción es transportado a los 02 reactores de desorción, en la cual se hace circular una solución caliente constituida por alcohol industrial y soda cáustica; el cual a su vez se hace recircular por una celda electrolítica, en cuyos cátodos se deposita el cemento aurífero.

El cemento es lavado y filtrado, para posteriormente mezclarse con un fundente y finalmente colocarse en un crisol en el horno de fundición; obteniéndose como producto final, el Doré.

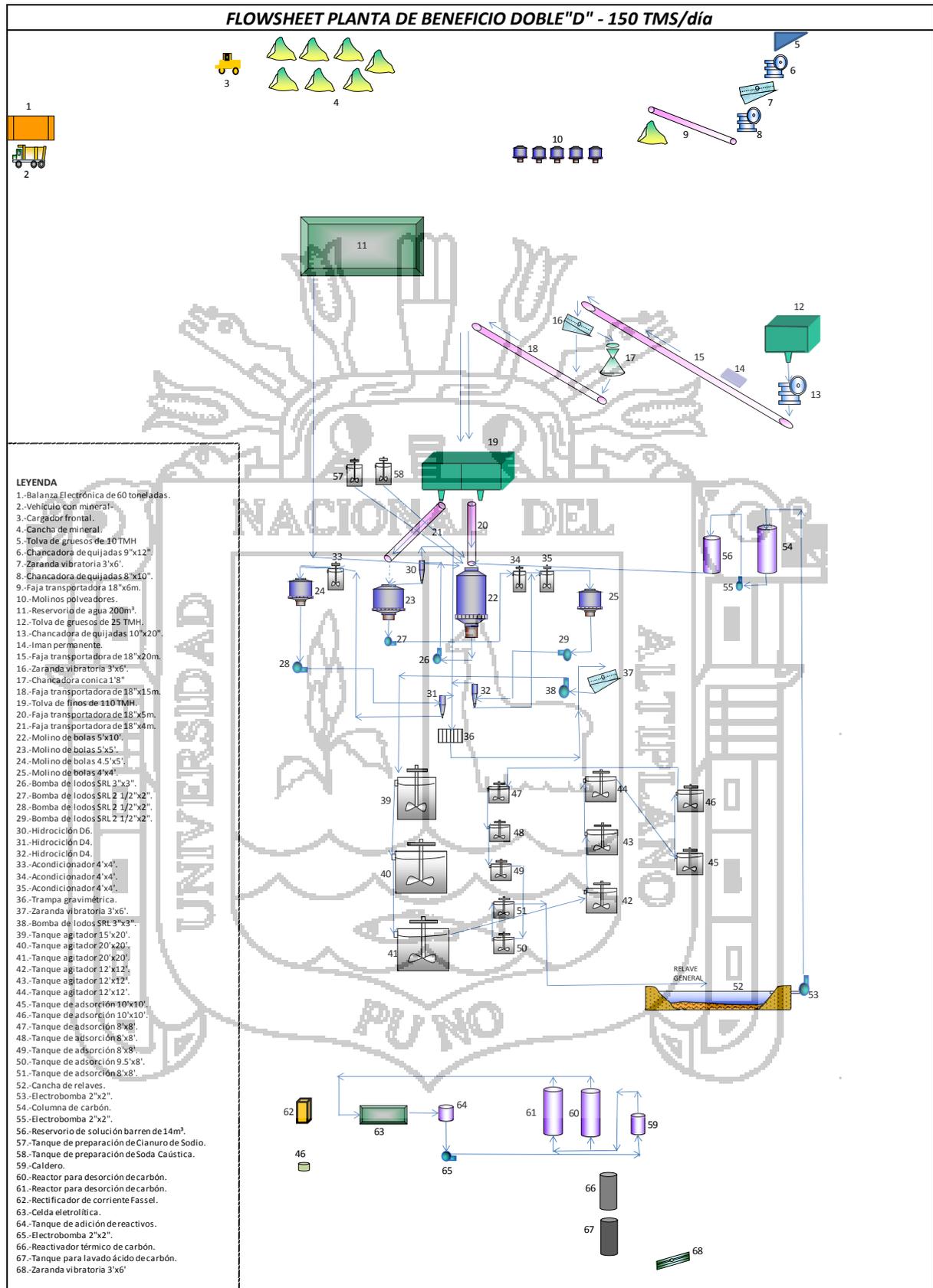
3.2. BALANCE DE MATERIA.

CUADRO N° 06
BALANCE DE MATERIA

	TONELAJE	DENSIDAD	G.E	% SOLIDOS	% AGUA	DILUCION	M3 H2O (sol)	GPM
TONELAJE	150.660		2.8					
DESC. MOLINO	286.971	1800	2.8	69.136	30.864	0.446	128.112	43.699
ALIM.BOMBA	286.971	1500	2.8	51.852	48.148	0.929	266.473	69.919
O/F	150.660	1350	2.8	40.329	59.671	1.480	222.915	52.439
U/F	136.311	1950	2.8	75.783	24.217	0.320	43.558	17.480
CARGA CIRCULANTE	0.90							

Fuente: Elaboración propia

3.3. DIAGRAMA DE FLUJO.



Fuente: elaboración propia

CAPITULO IV

PRUEBAS EXPERIMENTALES Y ANÁLISIS ESTADÍSTICO.

4.1. PRUEBAS METALÚRGICAS Y ANÁLISIS ESTADÍSTICO.

4.1.1. PRUEBAS METALÚRGICAS.

4.1.1.1. CONDICIONES DE LAS PRUEBAS.

➤ Número de pruebas:	25 pruebas
➤ Equipo de agitación:	Botella
➤ Granulometría:	80% -200mesh
➤ Alcalinidad:	11-11.5
➤ Concentración de Cianuro:	0.05% - 0.40%
➤ Tiempo:	24 horas
➤ Densidad de pulpa:	1250 g/L – 1450 g/L
➤ Control de cianuro libre:	1 a 4 horas
➤ Control de alcalinidad:	1 a 4 horas
➤ Ley de cabeza:	16.16 gr/TMS
➤ Temperatura:	Temperatura ambiente.
➤ Oxígeno:	Aire ambiental.

4.1.1.2. PARÁMETROS DE LAS PRUEBAS.

➤ **Gravedad específica.**

La gravedad específica del mineral utilizado para las pruebas se determina experimentalmente, ya que el mineral que se procesa es un conglomerado de diversos y en distintas proporciones de los distintos tipos de minerales de todas partes del Perú. Como se resume a continuación.

CUADRO N° 07

COMPOSICIÓN PORCENTUAL DEL MINERAL DE ESTUDIO.

PROCEDENCIA	PORCENTAJE
Acarí	6.310
Caraveli	0.348
Chala	4.294
Chaparra	34.134
Cotahuasi	3.261
Lucanas	1.055
Nasca	10.039
Yanahorco	40.559

Fuente: Elaboración propia.

➤ **Granulometría.**

Las pruebas se realizaron a 80% -200mesch, ya que es la granulometría a la que opera la Planta de Beneficio Doble D.

➤ **Alcalinidad.**

El pH utilizado en las pruebas estarán en el rango de 11 a 11.5; ya que a este pH, la pérdida de cianuro por hidrólisis es mínima, la misma será regulada con soda cáustica.

➤ **Concentración de Cianuro.**

La concentración de Cianuro a las cuales se realizaron las pruebas fueron de 0.05%, 0.15%, 0.25%, 0.35% y 0.40%; de las cuales la concentración más alta es la menor concentración utilizada en planta.

➤ **Densidad de Pulpa o Dilución.**

Las pruebas se realizaron a distintas densidades de pulpa como son 1250 g/L, 1300 g/L, 1350 g/L, 1400 g/L y 1450 g/L.

4.1.1.3. PRUEBAS METALURGICAS DE AGITACIÓN

4.1.1.3.1. GRAVEDAD ESPECÍFICA.

La gravedad específica del mineral se determinó utilizando el método de la fiola, mediante la cual se llegó al siguiente resultado:

$$G.e. = 2.8$$

La gravedad específica es única aunque similar para cada pila de mineral que se forma para su proceso, esta depende de los minerales que la conforman así como de la cantidad de las mismas.

4.1.1.3.2. PORCENTAJE DE SÓLIDOS.

Cada Densidad de Pulpa determinará un porcentaje de sólidos distinto, dado por la siguiente relación sólido-líquido:

$$\%Sólidos = \frac{\rho_{pulpa} - 1}{G.e. - 1} * \frac{G.e.}{\rho_{pulpa}} * 100$$

Dónde:

%Sólidos: Porcentaje de mineral contenido en la Pulpa.

G.e.: Gravedad específica, ya determinada.

ρ_{pulpa} : Densidad de Pulpa.

4.1.1.3.3. CONCENTRACIÓN DE CIANURO.

Las distintas concentraciones de cianuro a las que se realizaron las pruebas de agitación fueron determinadas por la siguiente relación:

$$\%CN = \frac{\text{Peso de CN (gr)}}{\text{Volumen de H}_2\text{O(ml)}} * 100$$

4.1.1.3.4. CIANURO A REPONER DURANTE LAS PRUEBAS.

La cantidad de Cianuro de Sodio a reponer, de ser necesario, durante la prueba de agitación está determinada por la siguiente relación:

$$CN(gr) = (\%CN_{inicial} - \%CN_{final}) * VolumenH_2O * Volumen de muestra$$

4.1.1.3.5. PRUEBAS METALÚRGICAS DE AGITACIÓN.

Considerando la cantidad de pruebas, las distintas densidades de pulpa, el porcentaje de sólidos y las distintas concentraciones de Cianuro de Sodio elaboramos el siguiente cuadro, caracterizando cada prueba:

CUADRO N° 08

CONDICIONES DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS

PRUEBA	Densidad	%CN	%Sólidos	%Líquidos	Peso Mineral (g)	Volumen Agua (ml)	CN inicial (g)
P-1	1.250	0.05	31.11	68.89	1.000	2.214	1.11
P-2	1.250	0.15	31.11	68.89	1.000	2.214	3.32
P-3	1.250	0.25	31.11	68.89	1.000	2.214	5.54
P-4	1.250	0.35	31.11	68.89	1.000	2.214	7.75
P-5	1.250	0.40	31.11	68.89	1.000	2.214	8.86
P-6	1.300	0.05	35.90	64.10	1.000	1.786	0.89
P-7	1.300	0.15	35.90	64.10	1.000	1.786	2.68
P-8	1.300	0.25	35.90	64.10	1.000	1.786	4.46
P-9	1.300	0.35	35.90	64.10	1.000	1.786	6.25
P-10	1.300	0.40	35.90	64.10	1.000	1.786	7.14
P-11	1.350	0.05	40.33	59.67	1.000	1.480	0.74
P-12	1.350	0.15	40.33	59.67	1.000	1.480	2.22
P-13	1.350	0.25	40.33	59.67	1.000	1.480	3.70
P-14	1.350	0.35	40.33	59.67	1.000	1.480	5.18
P-15	1.350	0.40	40.33	59.67	1.000	1.480	5.92
P-16	1.400	0.05	44.44	55.56	1.000	1.250	0.63
P-17	1.400	0.15	44.44	55.56	1.000	1.250	1.88
P-18	1.400	0.25	44.44	55.56	1.000	1.250	3.13
P-19	1.400	0.35	44.44	55.56	1.000	1.250	4.38
P-20	1.400	0.40	44.44	55.56	1.000	1.250	5.00
P-21	1.450	0.05	48.28	51.72	1.000	1.071	0.54
P-22	1.450	0.15	48.28	51.72	1.000	1.071	1.61
P-23	1.450	0.25	48.28	51.72	1.000	1.071	2.68
P-24	1.450	0.35	48.28	51.72	1.000	1.071	3.75
P-25	1.450	0.40	48.28	51.72	1.000	1.071	4.29

Fuente: Elaboración propia.

Del mismo modo, se elaboraron cuadros para el cianuro a reponer teniendo en cuenta las distintas concentraciones de Cianuro de Sodio y Densidades de Pulpa, que se muestran en los anexos 1 al 5.

4.1.1.4. RESULTADOS DE PRUEBAS METALÚRGICAS.

El porcentaje de recuperación en cada prueba metalúrgica está dado por el porcentaje de oro lixiviado, como se muestra en la siguiente relación:

$$\%Rec = \frac{\text{Ley líquido} * \text{Dilución}}{\text{Ley de cabeza}}$$

Dónde:

%Rec : Porcentaje de Recuperación de oro.

Ley líquido: Contenido de Au en la solución lixivante.

Ley de cabeza: Contenido de Au en el mineral antes de lixiviarlo.

Dilución: Relación líquido-sólido en peso de la pulpa.

Los resultados en cada prueba de: ley líquido, ley sólido así como la ley de cabeza de las diversas pruebas realizadas fueron provistos por el Laboratorio Químico de Minera Colibrí SAC.

El tratamiento de esta información nos da los siguientes resultados:

- Con Densidad de Pulpa 1250 g/L



CUADRO N° 09
RESULTADOS DE LA PRUEBAS METALÚRGICAS A DENSIDAD
1250G/L

Densidad	%CN	CN inicial (gr)	CN total durante la prueba (gr)	Consumo de Cianuro (kg/TMS)	Consumo de Soda Caústica (Kg/TMS)	% Recuperación
1.250	0.05	1.11	2.43	1.32	5.20	93.39
	0.15	3.32	6.42	3.10	4.26	94.19
	0.25	5.54	8.41	2.87	4.20	94.58
	0.35	7.75	10.40	2.65	3.40	95.25
	0.40	8.86	11.52	2.66	3.40	95.74

Fuente: Elaboración propia.

➤ Con Densidad de Pulpa 1300 g/L

CUADRO N° 10
RESULTADOS DE LA PRUEBAS METALÚRGICAS A DENSIDAD
1300G/L

Densidad	%CN	CN inicial (gr)	CN total durante la prueba (gr)	Consumo de Cianuro (kg/TMS)	Consumo de Soda Caústica (Kg/TMS)	% Recuperación
1.300	0.05	0.89	2.15	1.26	5.50	88.07
	0.15	2.68	4.87	2.19	4.40	93.16
	0.25	4.46	6.53	2.07	4.20	94.18
	0.35	6.25	8.58	2.33	4.00	94.49
	0.40	7.14	9.82	2.68	3.60	94.98

Fuente: Elaboración propia.

➤ Con Densidad de Pulpa 1350 g/L

CUADRO N° 11
RESULTADOS DE LA PRUEBAS METALÚRGICAS A DENSIDAD
1350G/L

Densidad	%CN	CN inicial (gr)	CN total durante la prueba (gr)	Consumo de Cianuro (kg/TMS)	Consumo de Soda Caústica (Kg/TMS)	% Recuperación
1.350	0.05	0.74	1.04	0.30	3.80	85.95
	0.15	2.22	3.55	1.33	3.70	88.64
	0.25	3.70	6.63	2.93	3.30	88.76
	0.35	5.18	7.55	2.37	3.00	89.58
	0.40	5.92	8.14	2.22	3.00	90.28

Fuente: Elaboración propia.

➤ Con Densidad de Pulpa 1400 g/L

CUADRO N° 12
RESULTADOS DE LA PRUEBAS METALÚRGICAS A DENSIDAD
1400G/L

Densidad	%CN	CN inicial (gr)	CN total durante la prueba (gr)	Consumo de Cianuro (kg/TMS)	Consumo de Soda Caústica (Kg/TMS)	% Recuperación
1.400	0.05	0.63	1.52	0.90	3.90	85.63
	0.15	1.88	3.51	1.64	3.90	85.66
	0.25	3.13	5.01	1.89	3.80	86.32
	0.35	4.38	6.64	2.27	3.60	89.30
	0.40	5.00	7.39	2.39	3.60	89.58

Fuente: Elaboración propia.

➤ Con Densidad de Pulpa 1450 g/L

CUADRO N° 13
RESULTADOS DE LA PRUEBAS METALÚRGICAS A DENSIDAD
1450G/L

Densidad	%CN	CN inicial (gr)	CN total durante la prueba (gr)	Consumo de Cianuro (kg/TMS)	Consumo de Soda Caústica (Kg/TMS)	% Recuperación
1.450	0.05	0.54	1.49	0.95	3.90	80.98
	0.15	1.61	3.10	1.49	3.80	85.04
	0.25	2.68	4.39	1.71	3.60	86.13
	0.35	3.75	6.10	2.35	3.60	86.92
	0.40	4.29	6.65	2.36	3.60	89.51

Fuente: Elaboración propia.

4.1.2. ANÁLISIS ESTADÍSTICO.

Con los datos obtenidos elaboramos el siguiente cuadro resumen:

CUADRO N° 14
RESUMEN DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS.

Recuperación Aurífera Y (Porcentaje)	Densidad de Pulpa X_1 (g/ml)	Concentración de Cianuro Sodio X_2 (Porcentaje en Peso)
93.3895	1.250	0.05
94.1851	1.250	0.15
94.5826	1.250	0.25
95.2547	1.250	0.35
95.7368	1.250	0.40
88.0699	1.300	0.05
93.1564	1.300	0.15
94.1800	1.300	0.25
94.4856	1.300	0.35
94.9800	1.300	0.40
85.9546	1.350	0.05
88.6410	1.350	0.15
88.7550	1.350	0.25
89.5789	1.350	0.35
90.2758	1.350	0.40
85.6311	1.400	0.05
85.6574	1.400	0.15
86.3234	1.400	0.25
89.3046	1.400	0.35
89.5792	1.400	0.40
80.9839	1.450	0.05
85.0383	1.450	0.15
86.1338	1.450	0.25
86.9202	1.450	0.35
89.5112	1.450	0.40

Fuente: Elaboración propia.

Se aplicó una estrategia estadística a fin de correlacionar los datos, y obtener un modelo que nos indique las variables a los cuales está sujeto el proceso. Para tal se aplicó el Modelo de Regresión Lineal Múltiple.

Para el análisis de datos se utilizó el Software estadístico Minitab 16 Statistical Software y el software Matlab R2012a a fin de analizar e interpretar:

- Cuantificar los efectos de la Densidad de Pulpa y la Concentración de Cianuro de Sodio en la recuperación aurífera.
- Análisis de varianza (ANVA).
- Modelo Matemático.
- Análisis gráficos de los efectos e interacciones de la Densidad de Pulpa y la Concentración de Cianuro en función de la recuperación.

El modelo de Regresión Lineal Múltiple que se desea hallar es del siguiente tipo:

$$Y = \beta_0 + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \varepsilon$$

Desarrollando la ecuación en todas las observaciones, tendremos el siguiente sistema:

$$93.3895 = \beta_0 + \beta_1(1.250) + \beta_2(0.05) + \varepsilon_1$$

$$94.1851 = \beta_0 + \beta_1(1.250) + \beta_2(0.15) + \varepsilon_2$$

$$94.5826 = \beta_0 + \beta_1(1.250) + \beta_2(0.25) + \varepsilon_3$$

$$89.5112 = \beta_0 + \beta_1(1.450) + \beta_2(0.40) + \varepsilon_{25}$$

Que matricialmente podemos expresar de la siguiente manera:

$$Y = X\beta + \varepsilon$$

Dónde:

$$Y = \begin{bmatrix} 93.3895 \\ 94.1852 \\ 94.5826 \\ 89.5112 \end{bmatrix}$$

$$X = \begin{bmatrix} 1 & 1.250 & 0.05 \\ 1 & 1.250 & 0.15 \\ 1 & 1.250 & 0.25 \\ 1 & 1.450 & 0.40 \end{bmatrix}$$

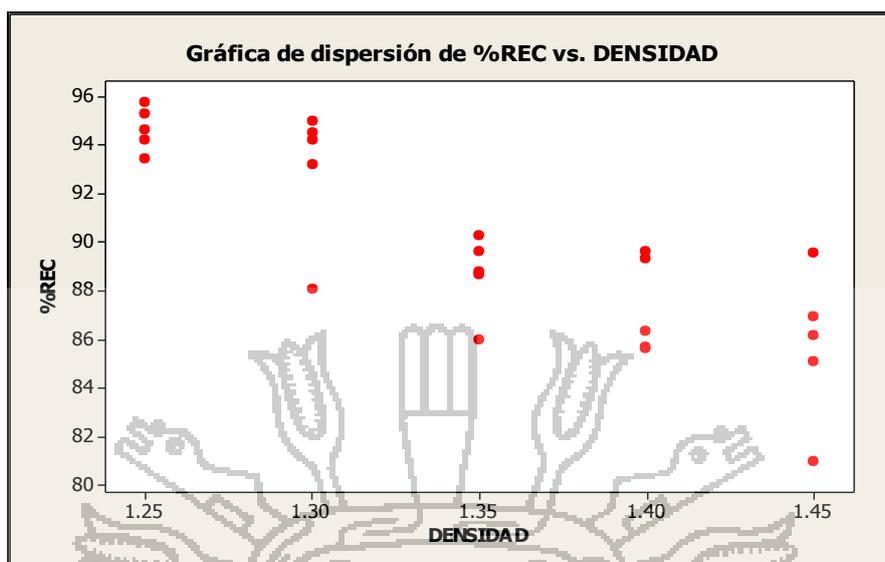
$$\beta = \begin{bmatrix} \beta_0 \\ \beta_1 \\ \beta_2 \end{bmatrix}$$

$$\varepsilon = \begin{bmatrix} \varepsilon_1 \\ \varepsilon_2 \\ \varepsilon_3 \\ \varepsilon_{25} \end{bmatrix}$$

Donde $X\beta$ es la parte correspondiente a la variación de Y que queda explicada por las variables X_i , y ε es el término de los errores y que de alguna manera recoge el efecto de aquellas variables que también afectan a Y ; las cuales no se encuentran incluidas en el modelo porque son desconocidas.

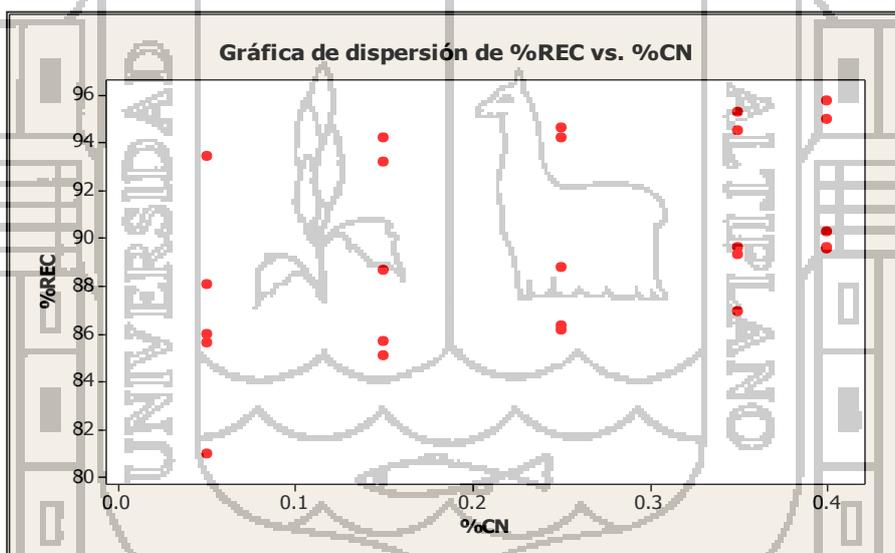
Del cuadro podemos elaborar los siguientes gráficos:

GRÁFICA N° 01



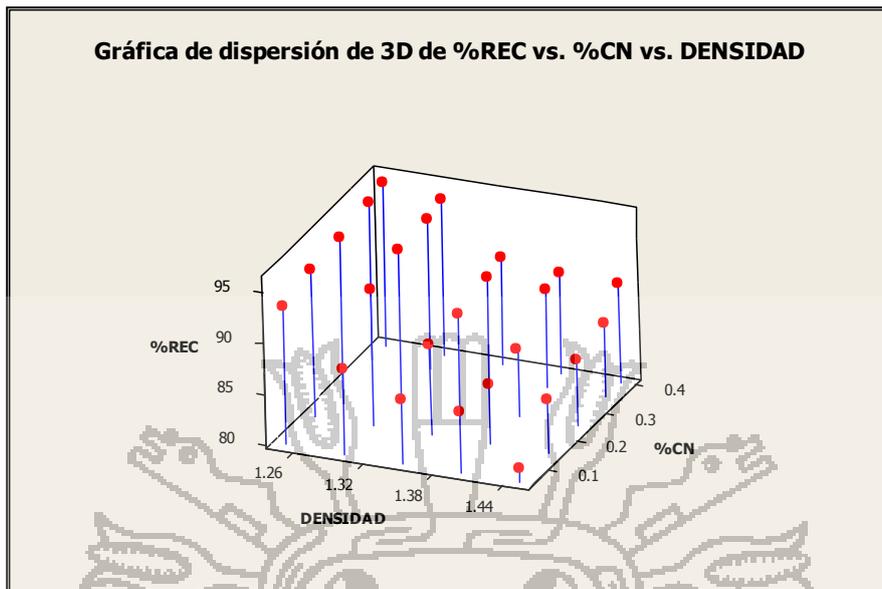
Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

GRÁFICA N° 02



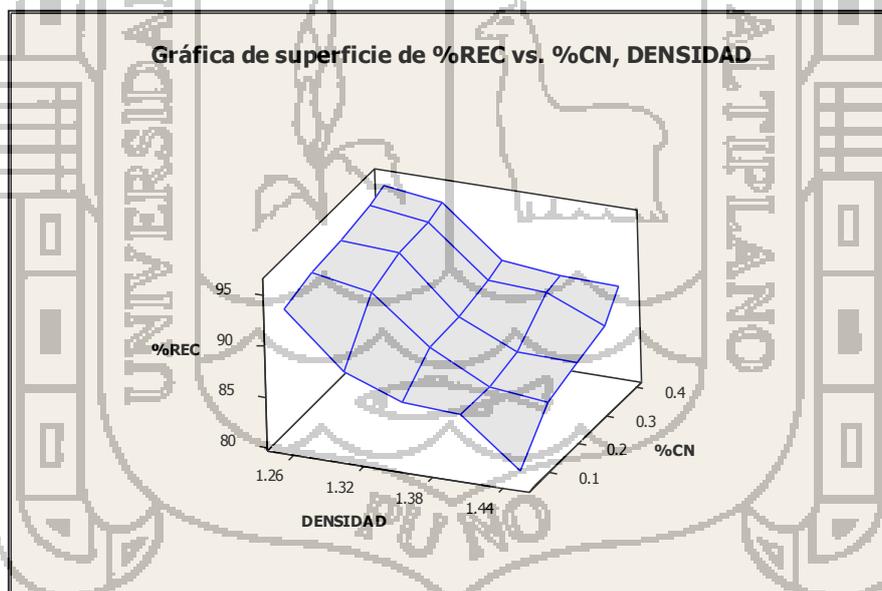
Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

GRÁFICA N° 03



Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

GRÁFICA N° 04



Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

4.1.2.1. ESTIMACIÓN DEL VECTOR DE PARÁMETROS β POR MINIMOS CUADRADOS.

$$\beta = (X^T X)^{-1} X^T Y$$

$$\beta = \begin{bmatrix} 150.0492 \\ -46.9995 \\ 13.5520 \end{bmatrix}$$

Con lo cual, la Ecuación de Regresión Lineal Múltiple, queda del siguiente modo:

$$\hat{Y} = 150.0492 - 46.9995 X_1 + 13.5520 X_2$$

Dónde:

\hat{Y} = Recuperación Aurífera(%) esperada

$\hat{Y} < 100$

X_1 = Densidad de Pulpa(g/ml)

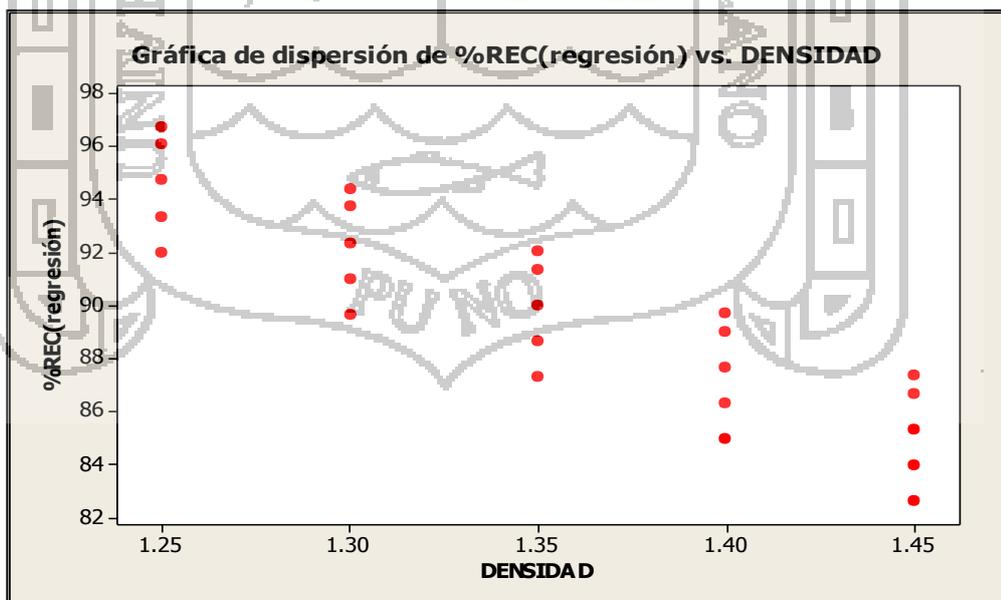
$1.200 \leq X_1 < 1.500$

X_2 = Concentración de Cianuro de Sodio(%)

$X_2 \geq 0.05$

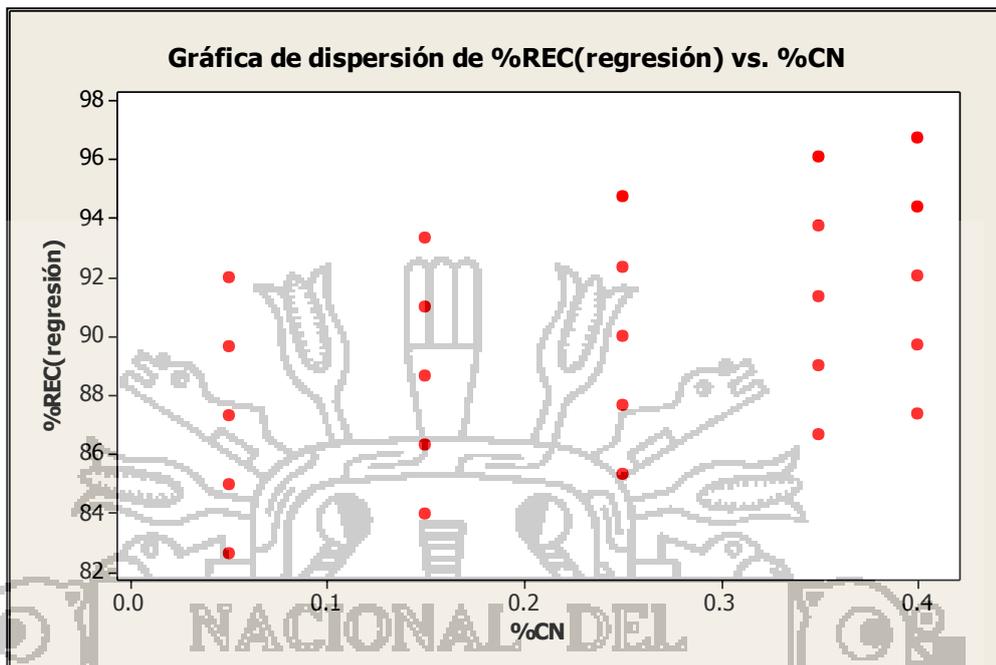
A partir de este modelo, podemos elaborar los siguientes gráficos:

GRÁFICA N° 05



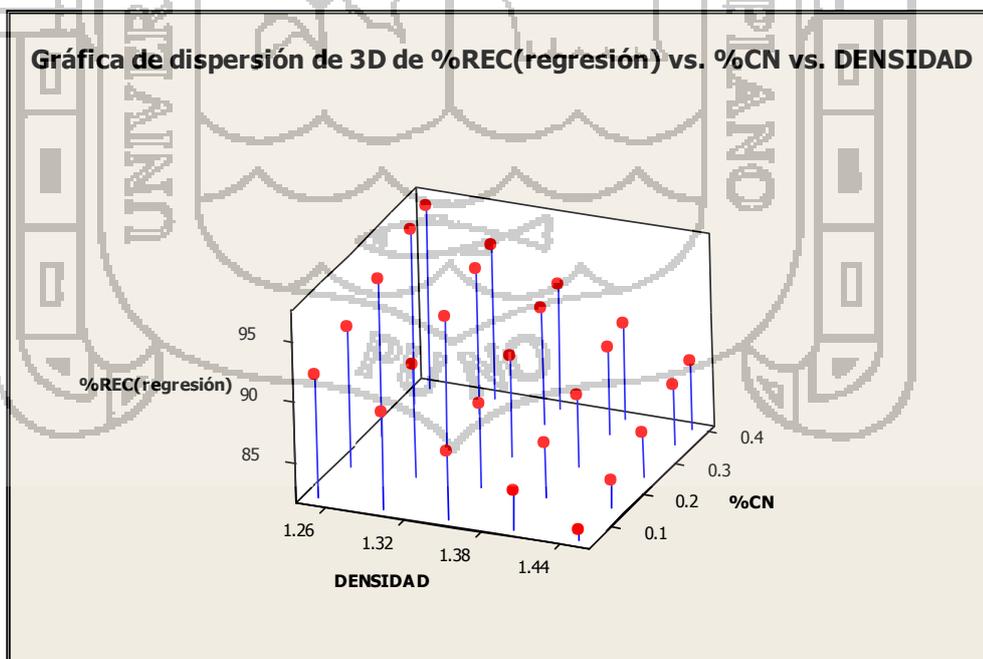
Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

GRÁFICA N° 06



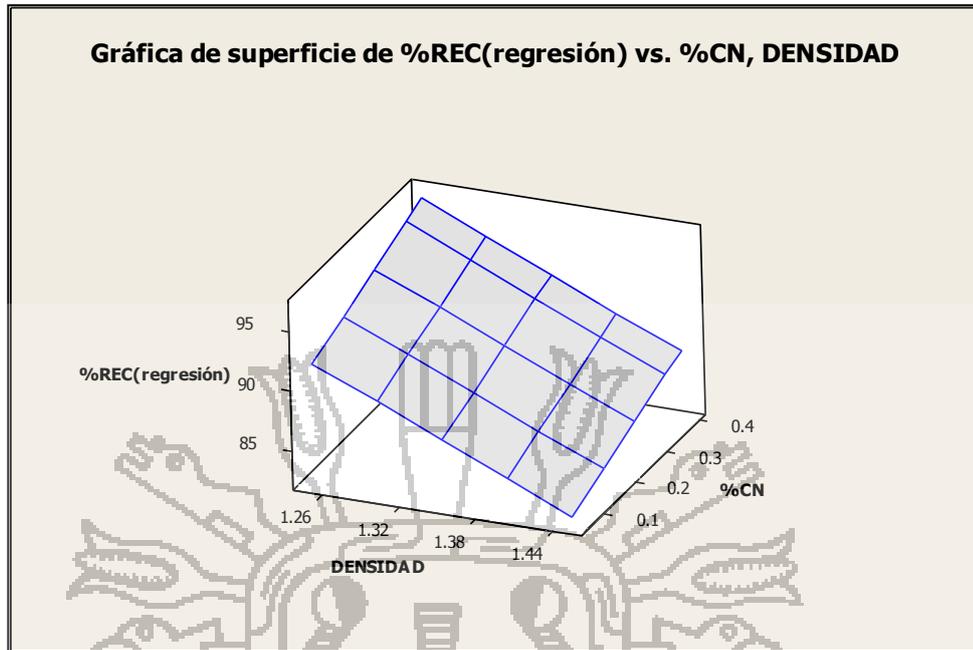
Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

GRÁFICA N° 07



Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

GRÁFICA N° 08



Fuente: Elaboración propia, usando Minitab 16.

4.1.2.2. CONTRASTE DE LA REGRESIÓN.

4.1.2.2.1. COMPONENTES DE VARIACIÓN.

$$SCT = SCR + SCE$$

Donde

SCT = Suma de Cuadrados Totales o variabilidad total muestral.

SCR = Suma de Cuadrados de la Regresión o variabilidad explicada.

SCE = Suma de Cuadrados de los residuos o variabilidad no explicada.

4.1.2.2.2. BONDAD DE AJUSTE.

El coeficiente de determinación está dado por:

$$R^2 = \frac{\text{Variabilidad Explicada por el Modelo}}{\text{Variabilidad Total de la Muestra}}$$

$$R^2 = \frac{SCR}{SCT} = 1 - \frac{SCE}{SCT}$$

Para el desarrollo de la misma elaboramos el siguiente cuadro:

CUADRO N° 15

SUMA DE CUADRADOS DE LAS DIVERSAS PRUEBAS METALÚRGICAS.

Recuperación Y (Porcentaje)	Densidad de Pulpa X ₁ (gr/ml)	Concentración de Cianuro Sodio X ₂ (Porcentaje en Peso)	\hat{Y}_i	$Y_i - \bar{Y}$	$\hat{Y}_i - \bar{Y}$	$Y_i - \hat{Y}_i$
93.3895	1.250	0.05	91.98	3.537	2.1255	1.412
94.1851	1.250	0.15	93.33	4.333	3.4807	0.852
94.5826	1.250	0.25	94.69	4.730	4.8359	-0.106
95.2547	1.250	0.35	96.04	5.402	6.1911	-0.789
95.7368	1.250	0.40	96.72	5.884	6.8687	-0.984
88.0699	1.300	0.05	89.63	-1.782	0.2245	-1.558
93.1564	1.300	0.15	90.98	3.304	1.1307	2.173
94.1800	1.300	0.25	92.34	4.328	2.4859	1.842
94.4856	1.300	0.35	93.69	4.633	3.8411	0.792
94.9800	1.300	0.40	94.37	5.128	4.5187	0.609
85.9546	1.350	0.05	87.28	-3.898	2.5744	-1.323
88.6410	1.350	0.15	88.63	-1.211	1.2192	0.008
88.7550	1.350	0.25	89.99	-1.097	0.1360	-1.233
89.5789	1.350	0.35	91.34	-0.273	1.4912	-1.765
90.2758	1.350	0.40	92.02	0.423	2.1688	-1.745
85.6311	1.400	0.05	84.93	-4.221	4.9244	0.703
85.6574	1.400	0.15	86.28	-4.195	3.5692	-0.626
86.3234	1.400	0.25	87.64	-3.529	2.2140	-1.315
89.3046	1.400	0.35	88.99	-0.548	0.8588	0.311
89.5792	1.400	0.40	89.67	-0.273	0.1812	-0.092
80.9839	1.450	0.05	82.58	-8.868	7.2743	-1.594
85.0383	1.450	0.15	83.93	-4.814	5.9191	1.105
86.1338	1.450	0.25	85.29	-3.719	4.5639	0.845
86.9202	1.450	0.35	86.64	-2.932	3.2087	0.277
89.5112	1.450	0.40	87.32	-0.341	2.5311	2.190

Fuente: Elaboración propia.

Dónde:

\hat{Y}_i =%Recuperación Aurífera esperada $i:1,2,3,\dots,25$

Y_i =%Recuperación Aurífera observada $i:1,2,3,\dots,25$

\bar{Y} =Media Aritmética del %Recuperación Aurífera observada

- Suma de Cuadrados Totales

$$D = \begin{bmatrix} Y_1 - \bar{Y} \\ Y_2 - \bar{Y} \\ Y_3 - \bar{Y} \\ \vdots \\ Y_{25} - \bar{Y} \end{bmatrix}$$

$$SCT = D^T * D = 388.7846$$

- Suma de los Cuadrados de la Regresión

$$W = \begin{bmatrix} \hat{Y}_1 - \bar{Y} \\ \hat{Y}_2 - \bar{Y} \\ \hat{Y}_3 - \bar{Y} \\ \vdots \\ \hat{Y}_{25} - \bar{Y} \end{bmatrix}$$

$$SCR = W^T * W = 351.4215$$

- Suma de los Cuadrados de los Residuos

$$e = \begin{bmatrix} Y_1 - \hat{Y}_1 \\ Y_2 - \hat{Y}_2 \\ Y_3 - \hat{Y}_3 \\ \vdots \\ Y_{25} - \hat{Y}_{25} \end{bmatrix}$$

$$SCE = e^T * e = 37.3638$$

De esta manera el coeficiente de determinación es:

$$R^2 = \frac{SCR}{SCT} = 0.9039$$

El coeficiente de correlación corregido está dado por:

$$\bar{R}^2 = 1 - \frac{SCE/(n-k-1)}{SCT/(n-1)}$$

$$\bar{R}^2 = 0.8952$$

4.1.2.2.3. CONTRASTACION CONJUNTA DEL MODELO.

$$H_0: \beta_1 = \beta_2 = 0$$

$$H_1: \beta_i \neq 0 \quad i: 1, 2$$

Estadístico de Prueba

$$F = \frac{SCR/k}{SCE/(n-k-1)}$$

$$F_{\text{calculada}} = 103.4567$$

$$\alpha = 0.05$$

De las tablas de distribución Snedecor (Apéndice 2)

$$F_{0.05, 2, 22} = 3.443$$

$$F_{\text{calculada}} > F_{\text{tablas}}$$

$$103.4567 > 3.443$$

Por lo tanto, rechazamos la hipótesis nula y el modelo explica significativamente la variable Y. Así tenemos:

ANÁLISIS DE VARIANZA

Fuente de variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrados Medios	Estadístico de Prueba F
X1,X2	2	351.42	175.71	103.46
E	22	37.36	1.70	
TOTAL	24	388.78		

4.1.2.2.4. RESULTADOS.

La ecuación de regresión hallada

$$\hat{Y} = 150.0492 - 46.9995 X_1 + 13.5520 X_2$$

Dónde:

X_1 = Densidad de Pulpa (g/ml) $1.200 \leq X_1 < 1.500$

X_2 = Concentración de Cianuro de Sodio (%) $X_2 \geq 0.05$

Que fue sometida a pruebas de bondad de ajuste nos dio como resultado un coeficiente de correlación corregida $\bar{R}^2 = 0.8952$ lo cual nos indica que el 89.52% de las observaciones es explicada por la ecuación hallada; por ende, la ecuación hallada explica de manera significativa los experimentos realizados.

Asimismo la prueba de hipótesis realizada, nos dio como resultado que la ecuación de regresión múltiple hallada explica de manera significativa recuperación aurífera, dentro del rango de cada variable independiente.

4.1.2.3. INFERENCIA EN LA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE.**4.1.2.3.1. ESTIMACIÓN DE LA VARIANZA DE LOS ERRORES.**

$$S_e^2 = \frac{SCE}{n - k - 1}$$

$$S_e^2 = 1.70$$

$$S_e = 1.30$$

Distribuciones probabilísticas de los parámetros de la regresión

$$S_e^2 \text{diag}(X^T X)^{-1}$$

$$= \begin{bmatrix} \text{var}(\hat{B}_0) \\ \text{var}(\hat{B}_1) \\ \text{var}(\hat{B}_2) \end{bmatrix}$$

De esta manera:

$$\text{var}(\hat{B}_0) = 1.70 * 14.7605 = 25.0929 \Rightarrow S_{\hat{B}_0} = 5.0093$$

$$\text{var}(\hat{B}_1) = 1.70 * 8.0000 = 13.6 \Rightarrow S_{\hat{B}_1} = 3.6878$$

$$\text{var}(\hat{B}_2) = 1.70 * 2.4390 = 4.1463 \Rightarrow S_{\hat{B}_2} = 2.0362$$

Los intervalos de confianza de los parámetros del modelo están dados por:

$$P \left[-t_{\frac{\alpha}{2}, n-k-1} \leq \frac{\hat{B}_j - \beta_j}{S_{\hat{B}_j}} \leq t_{\frac{\alpha}{2}, n-k-1} \right] = 1 - \alpha$$

Así el intervalo de confianza para \hat{B}_1 con un nivel de confianza del 95% y observando la tabla t de Student con $n-k-1=22$ grados de libertad es 2.0739 (véase anexo). El intervalo será:

$$P[-54.6476 \leq \hat{B}_1 \leq -39.3514] = 0.95$$

Y para \hat{B}_2 se tendrá el siguiente intervalo:

$$P[9.3291 \leq \hat{B}_2 \leq 17.7749] = 0.95$$

4.1.2.3.2. INTERPRETACIÓN.

La ecuación de regresión lineal múltiple hallada, muestra que el coeficiente de la densidad de pulpa en la ecuación

de regresión lineal múltiple tiene la probabilidad de 0.95 de estar dentro del siguiente intervalo.

$$-54.6476 \leq \hat{B}_1 \leq -39.3514$$

Asimismo se tiene que la probabilidad de que el coeficiente de la concentración de cianuro es de 0.95, de que esta se encuentre en el intervalo siguiente:

$$9.3291 \leq \hat{B}_2 \leq 17.7749$$



CAPITULO V

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.

5.1. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.

En el proceso CIP los efluentes son de dos tipos principalmente: La parte sólida húmeda que es depositada en la cancha de relaves, que en el caso de la Planta de Beneficio Doble D, no tiene ningún tipo de tratamiento ni operación; y la parte líquida que es retornada nuevamente al proceso CIP en circuito cerrado.

El líquido recuperado llamado también solución barren alcanza un volumen de recuperación hídrica que ronda el 30%, como máximo, del total de agua utilizada inicialmente.

El manejo de la cancha de relaves, hace indispensable el conocimiento del peligro que implica la manipulación de sustancias con contenido de Cianuro de Sodio.

5.1.1. TOXICIDAD DEL CIANURO.

Las formas toxicológicas más significativas son el cianuro libre (CN^- y el HCN) y los compuestos disociables en ácido débil o compuestos WAD, los cuales pueden disociarse en solución y producir concentraciones ambientales significativas de CN^- , los complejos débiles incluyen

complejos de cianuro de cadmio, cobre, níquel, plata y zinc, el grado al cual se disocian dichos complejos dependen esencialmente del pH de la solución.

El cianuro es un veneno de acción rápida capaz de matar a una persona en cuestión de minutos si está expuesta a una dosis suficientemente elevada. Los trabajadores pueden estar expuestos al cianuro mediante inhalación, ingestión o adsorción a través de la piel. El cianuro impide a las células utilizar el oxígeno, lo cual causa hipoxia de los tejidos o “cianosis” (decoloración azulada de la piel). El sistema respiratorio deja de nutrir a las células con oxígeno, un estado que, si no se trata, causa respiración rápida y profunda seguida por convulsiones, pérdida de conocimiento y asfixia. El antídoto más común es el nitrito de amilo, que tiene diversas formas de administración.

El cianuro no se acumula en los tejidos porque el cuerpo transforma pequeñas cantidades en un compuesto menos tóxico llamado tiocianato, que luego se eliminan. No existen indicios de que el cianuro provoque cáncer o defectos congénitos o que pueda afectar adversamente la reproducción.

5.1.1.1. FACTORES QUE AFECTAN LA TOXICIDAD.

Principalmente, lo que determina la toxicidad del HCN y del CN^- es la concentración de cianuro total en una solución.

En general, la toxicidad crece a medida que se incrementa la temperatura, pero este factor es dependiente del organismo afectado.

Otro factor importante es el pH de la solución y del organismo afectado. A un pH menos a 8, cerca del 95% del CN^- está en forma de HCN. La toxicidad del anión CN^- es 0.4 veces la de su similar ácido.

5.1.1.2. TOXICIDAD DEL CIANURO LIBRE.

Las concentraciones letales para mamíferos y organismos acuáticos varían de acuerdo a las especies. La dosis letal por ingesta o inhalación para seres humanos varía entre 50 a 200 mg (1-3 mg/Kg de masa corporal), la muerte ocurre en menos de un hora. La dosis letal por adsorción dérmica es mucho mayor, aproximadamente 100mg/Kg de peso corporal.

La forma más tóxica del cianuro es el HCN gaseoso. La Conferencia Norteamericana de Higienistas Industriales Gubernamentales (AGGIH) establece el límite máximo de HCN en 4.7ppm. En concentraciones de 20 a 40 ppm de HCN en el aire, se tiene cierto malestar respiratorio después de varias horas. La muerte ocurre en pocos minutos en concentraciones de HCN por encima de 250 ppm en el aire.

5.1.1.3. TOXICIDAD DE CIANUROS DISOCIABLES EN ACIDO DEBIL (WAD).

Como cianuro WAD no solo se señala al cianuro libre sino a los cianuros que está ligados a ciertos metales, los más importantes: cobre, níquel y zinc.

Estos compuestos tienen un grado de estabilidad muy variado y tendencia a descomponerse y liberar cianuro libre, muy relacionado esto con el pH de la solución.

5.1.2. DESTRUCCIÓN Y RECUPERACIÓN DEL CIANURO.

En el proceso CIP se presenta los siguientes casos a tener en cuenta para el tratamiento y recuperación del cianuro:

- Efluentes líquidos, que en gran parte son recirculados a planta.
- Residuos sólidos húmedos, es la parte de la pulpa que no es recirculada a planta y que debería ser el producto del filtrado.

5.1.2.1. MÉTODOS DESTRUCTIVOS DE CIANURO.

- **Degradación Natural.** Este método utiliza la destrucción de cianuro por exposición de las colas a los elementos climáticos (Longe y DeVrides, 1988). El mecanismo principal es la volatilización del ácido cianhídrico. La exposición del material con cianuro en solución alcalina, absorbe CO_2 atmosférico con ello baja el pH a valores cercanos a 7 y de este modo se volatiliza el cianuro, favorecido por la temperatura, asimismo la disociación de complejos cianurados puede tomar meses.
- **Cloruración Alcalina.** Este método es la más común en la industria minera (Zaidi y Whittle, 1987). No obstante esto, este método está siendo reemplazado por otros métodos más efectivos y económicos. La destrucción del cianuro se basa en la oxidación del CN^- a CNO^- .
- **Oxidación con peróxido de hidrógeno.** La oxidación del cianuro con peróxido de hidrógeno (Castranas et al, 1988) presenta una cinética muy lenta, necesitando para reducir 50mg/L de cianuro a menos de 0.5mg/L, más de 8 horas, utilizando una relación 5 a 1 entre el H_2O_2 y el CN^- , la cual puede ser favorecida con la adición de formaldehído y sales solubles de cobre.
- **Destrucción Biológica.** La degradación biológica de cianuro aprovecha la capacidad de ciertos grupo de microorganismos, en su mayoría bacterias, de utilizar cianuro como fuente de carbono y nitrógeno convirtiendo el compuesto toxico en sustancia inocua (Salomons y Forstner, 1987).

5.1.2.2. MÉTODOS DE RECUPERACIÓN DE CIANURO.

- **Regeneración de cianuro por oxidación de tiocianato con ozono.** En este proceso se pasa el tiocianato a cianuro para luego ser reutilizado en el proceso, quedando las colas o residuos

desactivados. El principio se basa en la oxidación en medios ácidos del tiocianato utilizando ozono.

- **Mills-Crowe.** Al agregar ácido sulfúrico a la solución de cianuro para acidificarla, parte de los compuestos de cianuro se descomponen y liberan el ácido cianhídrico. El coeficiente de recuperación del cianuro es de 93,6% y el consumo de ácido sulfúrico es de 4,55 lb/Tn.
- **Proceso Geco (Método de General Engineering Co.).** Este método consiste en agregar el sulfato de zinc a la solución de cianuro para hacer precipitar los compuestos de cianuro y luego hacer una separación sólido-líquido. Posteriormente, el líquido turbio es sometido al tratamiento con el ácido sulfúrico para separar el cianuro de hidrógeno, que es recuperado mediante adsorción en solución alcalina. El líquido residual que contiene sulfato de zinc es reutilizado como precipitante. Se ha reportado que un coeficiente de recuperación del 88% de cianuro.
- **Proceso AVR.** Este método está concebido no solo para eliminar el cianuro de los efluentes líquidos, sino también para realizar una recuperación y reciclado del cianuro. El objeto del tratamiento es remover los complejos metálicos cianurados de la pulpa y producir una solución que es tratada mediante el AVR (acidificación, volatilización, re neutralización) recuperando el CN^- y aislando los metales disueltos para su posterior recuperación o deposición, llegando a obtener valores por debajo de 50ppm.

5.2. USO DEL AGUA.

El incremento de la capacidad productiva de la planta de Beneficio Doble D, ha significado también un incremento en el uso del agua.

En el año 2009 la Planta de Beneficio Doble D procesaba 80 TMS/día, actualmente la Planta procesa una media de 160 TMS/día; esto ha implicado que de estar consumiendo alrededor de $90\text{m}^3/\text{día}$ se ha llegado a consumir en la actualidad aproximadamente $180\text{m}^3/\text{día}$.

Actualmente el agua que utiliza la Planta de Beneficio Doble D; tiene como origen, dos pozos subterráneos ubicados en la parte baja del valle de Cháparra. Dichos pozos suministran de agua durante las 24 horas a la planta.

En la Planta de beneficio Doble D, se adiciona floculante en las colas para de este modo incrementar la recuperación de solución barren. También está planificado la utilización de un hidrociclón para incrementar el volumen recuperado de solución barren y de este modo disminuir el uso de agua fresca. La recuperación de solución barren es de aproximadamente 30% en las mejores condiciones, lo que implica que se pierde el 70% de solución ya sea en mezcla con el material sólido o por evaporación.

Pruebas realizadas anteriormente demostraron que utilizando un filtro prensa se logra un producto con 18% de humedad, lo que implica que en una pulpa con 50% de sólidos se logra una recuperación de líquido que bordea el 60%.

5.3. MANEJO DE LOS RIESGOS DEL CIANURO EN LA INDUSTRIA MINERA.

Existen diversos escenarios de riesgo que deben controlarse de manera específica para cada sitio.

- Exposición de seres humanos u otro ser vivo al cianuro derramado durante un accidente de transporte.
- Exposición de los trabajadores, en especial al cianuro de hidrógeno gaseoso en lugares cerrados.
- Exposición de seres humano por escape de cianuro en solución al agua superficial o subterránea que puede ser ingerida.
- Exposición de seres vivos a soluciones que contienen cianuro.

Los reglamentos para el transporte y los minuciosos programas de seguridad limitan los riesgos asociados al primer escenario.

Con respecto al segundo, aunque en el pasado han ocurrido impactos adversos causados por escapes de la solución de procesos, existen procedimientos científicos y de ingeniería para permitir la operación segura y confiable de los procesos de cianuración.

Cuando se fijan normas específicas para cada sitio en relación con el tercero y cuarto escenarios dentro del marco normativo para la calidad del agua, se puede proteger eficazmente la salud humana y ambiental.

5.3.1. MEDIDAS DE SEGURIDAD.

5.3.1.1. MEDIDAS DE PRIMEROS AUXILIOS.

En cualquier caso pedir inmediatamente atención médica.

En caso de contacto accidental con el producto, proceder de acuerdo con:

Inhalación. Llevar a la persona al aire libre y ayudarle a la respiración, si ello se ve necesario. Si hay dificultad para respirar, romper una ampolla de nitrito de amilo y dársela a oler durante 10 o 15 segundos y 2 o 3 veces por minuto. Administrar oxígeno en los períodos en que no se administre nitrito de amilo. Repetir el tratamiento hasta usar 5 ampollas de nitrito de amilo. Evite respirar el nitrito mientras lo administra.

Contacto con la piel. Lave de inmediato con abundante cantidad de agua corriente. Bajo la ducha retire la ropa contaminada. Evite el contacto del producto o su solución con heridas de la piel.

Contacto con los ojos. Lave de inmediato con abundante agua corriente por lo menos durante 15 minutos.

Ingestión. Si no se ha perdido el conocimiento dar de beber medio litro de una solución de tiosulfato sódico al 1% y provocar el vómito. Consultar urgente al médico pues puede requerir medicación especial.

5.3.1.2. MEDIDAS PARA LUCHA CONTRA EL FUEGO.

Agentes de extinción. No es inflamable. En caso de verse envuelto en fuego, extinguir con espuma o polvo químico. No usar anhídrido carbónico.

Procedimientos especiales para combatir el fuego. Refrigere los contenedores expuestos al fuego de un incendio cercano.

5.3.1.3. MEDIDAS PARA CONTROLAR DERRAMES O FUGAS.

Medidas de emergencia a tomar si hay derrame del material. Evite la entrada del producto en aguas naturales o alcantarillas. Recoja el material derramado y enváselo en contenedores marcados para su posterior tratamiento.

Equipo de protección personal para atacar la emergencia. Ambos de protección química completa, con botas, guantes, lentes de protección química y careta para protección facial.

Precauciones a tomar para evitar daños al medio ambiente. Evite la entrada del producto a cursos naturales de agua. Recoja todo el material posible.

Métodos de limpieza. La limpieza final debe hacerse con hipoclorito diluido.

Método de eliminación de desechos. Los últimos desechos se destruyen diluyendo con abundante agua y neutralizando con hipoclorito de sodio diluido.

5.3.1.4. MANIPULACIÓN Y ALMACENAMIENTO.

Recomendaciones técnicas. Mantenga los contenedores cerrados. Use solo la cantidad que necesita para el proceso. En los lugares en que se maneja cianuro debe haber buena ventilación, ya sea natural o forzada.

Precauciones a tomar. Use siempre el equipo de protección personal recomendado. En los lugares de trabajo con cianuro debe haber un buen sistema de drenaje de aguas contaminadas.

Recomendaciones sobre manipulación segura, específica. Antes de entrar a cualquier recinto cerrado donde se haya manipulado cianuro comprobar que existe el oxígeno adecuado y que no hay rastros de cianuro , ácido cianhídrico y/o amoníaco.

Condiciones de almacenamiento. Las zonas de almacenamiento de cianuro deben disponer de medios de recolección de derrames o fugas, así como de aguas de lavado. Todas estas aguas deben ser tratadas antes de disponer de ellas. El almacenamiento debe estar protegido de los rayos directos del sol, en lugar fresco y ventilado.

Embalajes recomendados y no adecuados por el proveedor. Todos los envases de cianuro son especialmente reforzados para evitar accidentes.

5.3.1.5. CONTROL DE EXPOSICIÓN / PROTECCIÓN AMBIENTAL.

Medidas para reducir la posibilidad de exposición. Use siempre el equipo de protección personal recomendado. Use solo la cantidad necesaria para el proceso y mantenga los contenedores cerrados. Evite el contacto de partes del cuerpo sin protección con el cianuro.

Parámetros para control. La alcalinidad adecuada evita la formación de gas cianhídrico, es recomendable pH 11.5 a 12.

Límite permisible absoluto. 4.7 ppm; 5mg/m³ (como HCN).

Protección respiratoria. Máscara con filtro apropiado.

Guantes de protección. Guantes de protección química, de puño largo.

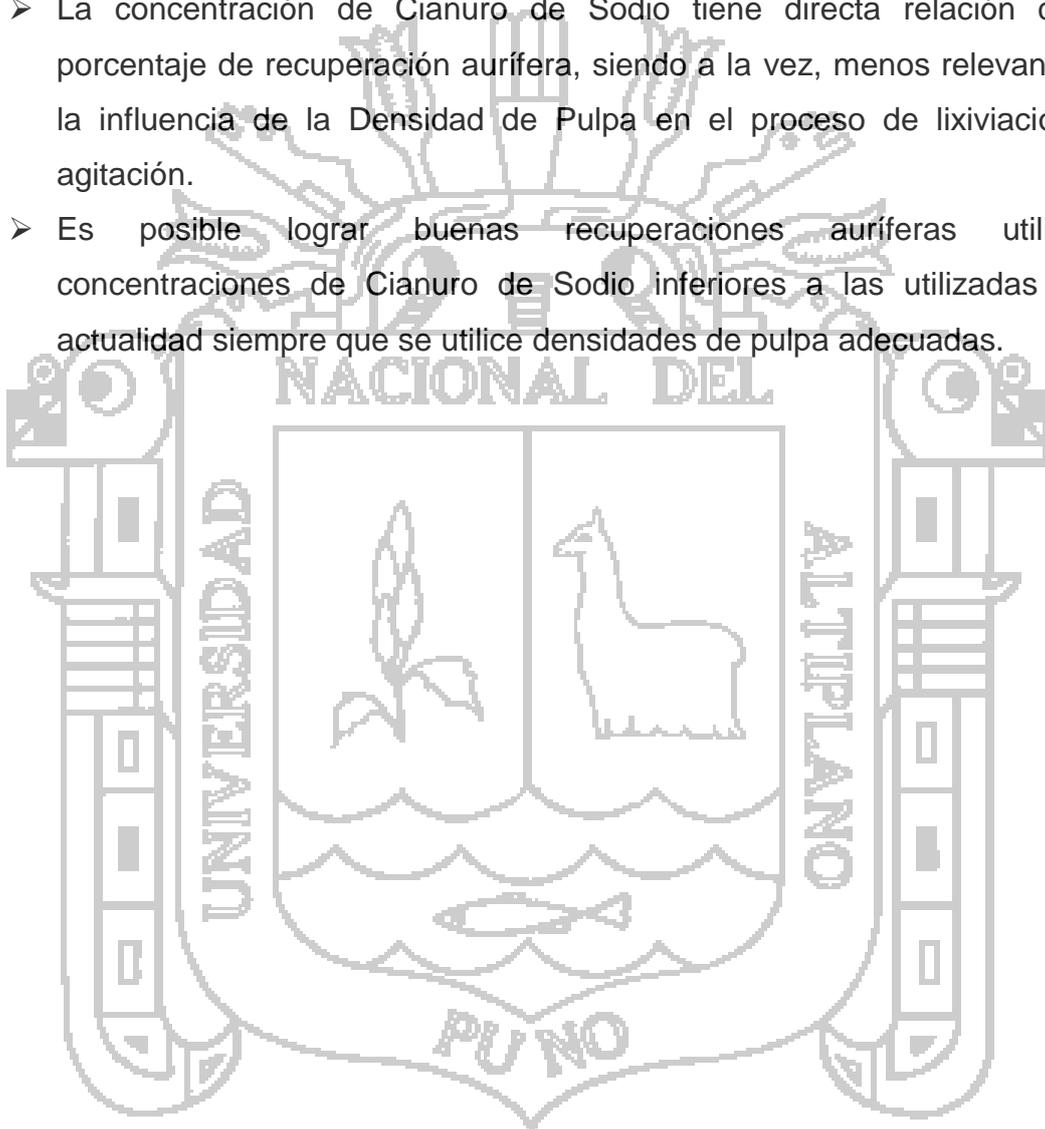
Protección de la vista. Use lentes de protección química y careta de protección facial.

Otros equipos de protección. Para el uso corriente use delantal de PVC para proteger el cuerpo.

Ventilación. En los lugares de manipulación del producto debe haber buena ventilación, ya sea natural o forzada. Las personas no deben aspirar el polvo de cianuro.

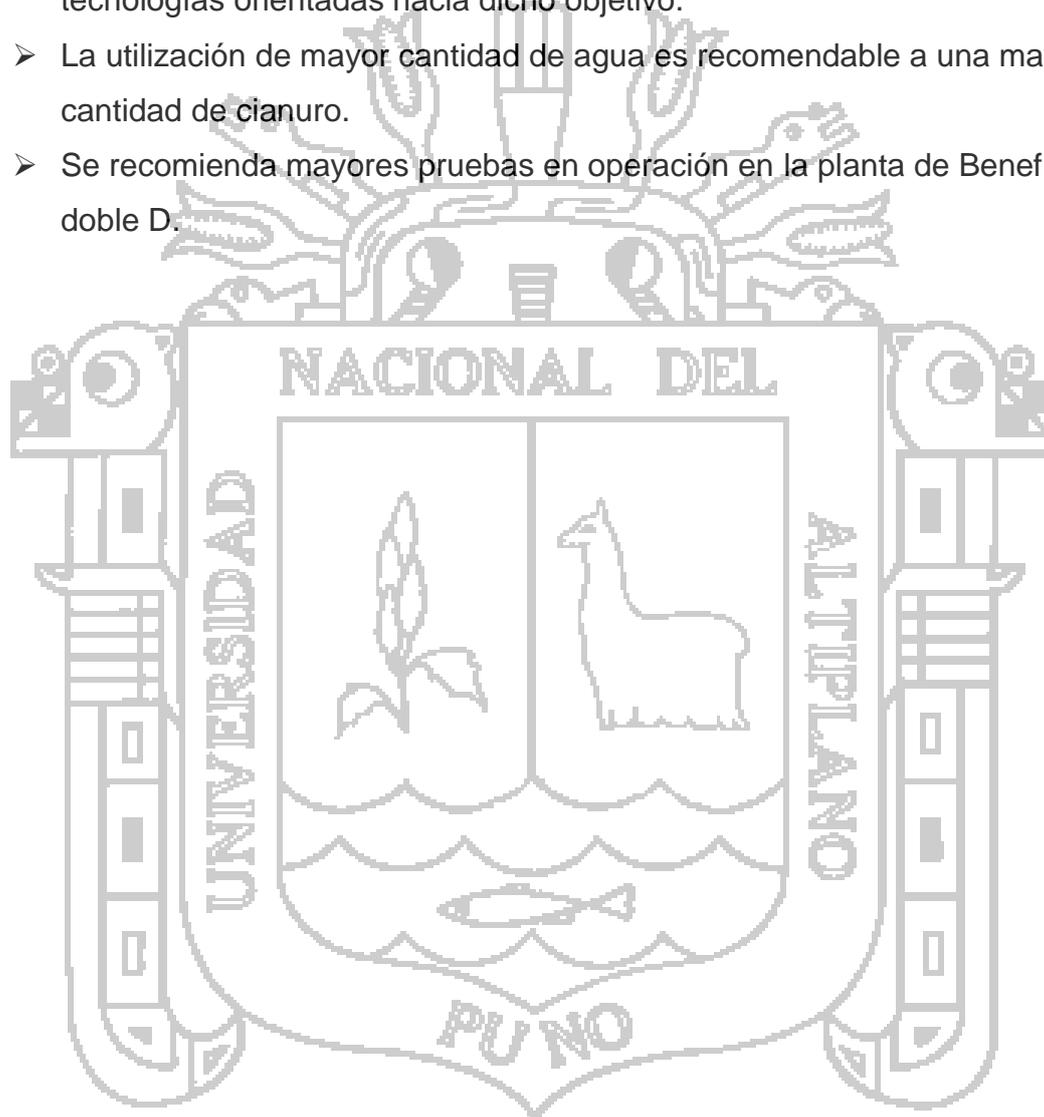
CONCLUSIONES.

- El porcentaje de recuperación aurífera tiene una relación inversamente proporcional a la densidad de pulpa en la lixiviación por agitación, ya que con densidades de pulpas menores, es favorecida la interacción sólido líquido.
- La concentración de Cianuro de Sodio tiene directa relación con el porcentaje de recuperación aurífera, siendo a la vez, menos relevante que la influencia de la Densidad de Pulpa en el proceso de lixiviación por agitación.
- Es posible lograr buenas recuperaciones auríferas utilizando concentraciones de Cianuro de Sodio inferiores a las utilizadas en la actualidad siempre que se utilice densidades de pulpa adecuadas.



RECOMENDACIONES.

- A partir de las pruebas de agitación en botella, podemos inferir que es recomendable utilizar densidades de pulpa bajas lo cual nos permitirá utilizar concentraciones de cianuro inferiores.
- Es recomendable mejorar la recuperación de solución barren con tecnologías orientadas hacia dicho objetivo.
- La utilización de mayor cantidad de agua es recomendable a una mayor cantidad de cianuro.
- Se recomienda mayores pruebas en operación en la planta de Beneficio doble D.



BIBLIOGRAFIA

- Aramburú RV. Modelo de la pre-aireación en Concentrados de Oro Pirítico, para la Optimización del Proceso de Cianuración Utilizando el Programa Estadístico Statgraphic Plus [Tesis]. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica; 2003.
- Bouso J. Pulpas, Mezclas Sólido-Líquido [resumen]. Canteras y Explotaciones; N° 241; 1987.
- Cabrera M. CIP y CIL Ventajas y Desventajas para la Recuperación de Oro y Plata. En: Segundo Seminario Sobre Tecnologías Bio e Hidro Metalúrgicas. Lima: Marens Artes Gráficas E.I.R.L.; 1988. P.164-170.
- Cabrera M. Ejemplo de una Planta Industrial para Tratamiento de Minerales, Relaves y Concentrados de Metales Preciosos. En: Segundo Seminario Sobre Tecnologías Bio e Hidro Metalúrgicas. Lima: Marens Artes Gráficas E.I.R.L.; 1988. P.155-163.
- Cabrera S. Técnicas Industriales de la Hidrometalurgia del Oro y Plata. En: Segundo Seminario Sobre Tecnologías Bio e Hidro Metalúrgicas. Lima: Marens Artes Gráficas E.I.R.L.; 1988. P.103-117.
- Cáceres AG. Hidrometalurgia y Electrometalurgia. Atacama: Universidad de Atacama; 2007.
- Díaz ID, Condori CI. Proceso de Detoxificación de Soluciones Cianuradas usando el Método INCO en Efluentes Mineros [Tesis]. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de Ingeniería Química y Textil; 2009.
- Domíć ME. Lixiviación de Metales. En: Hidrometalurgia fundamentos, procesos y aplicaciones. Santiago: Null; 2001. P. 187-222.
- Dorr V, John N. Cyanidation and Concentration of Gold and Silver ores. Mc Graw-Hill Book Company. Inc. New York and London; 1936.p.22-50.p.217-396.
- Escobar J, Echeverky A. En: Notas sobre minería de veta y cianuración. Medellín-Colombia: Asociación Colombiana de Mineros; 1942.p.102-191.

- Habashi F. Kinetics and Mechanism of Gold and Silver Dissolution in Cyanide Solution. Montana: Montana College of Mineral Science and Technology; 1967.
- Hamilton E. Manual of Cyanidation. Mac Graw-Hill Book Company. Inc. New York and London; 1920.p.1-53.p.162-199.
- Loaiza E, Zárate H, Galloso A. Mineralización y Explotación Minera Artesanal en la Costa Sur Media del Perú; Lima: INGEMMET; Serie E. Minería, N°4; 2008.
- Logsdon M, Hagelstein K, Mudder T. Risk Management for Cyanide in the Mining Industry, En: The Management of Cyanide in Gold Extraction. Ottawa: International Council on Metals and the Environment; 1999.P.31-35.
- Mas MA, Aguirre FL, Amaya G. Evaluación de los Procesos de Lixiviación por Agitación Convencional y Carbón en Pulpa en la Hidrometalurgia del Oro [resumen]. Información Tecnológica; Vol. 16 N°5; 2005.p.27-33.
- Meza LA. Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos v hidrometalurgia de los metales preciosos. Medellín-Colombia; 1981.p.1-80.
- Morante CF. Cianuración por Agitación de las Minas de Ponce Enriquez [Tesis]. Guayaquil: Escuela Superior Politécnica del Litoral, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra; 1991.
- Pérez DJ, Higuera CO. Comportamiento electroquímico de cianuro [resumen]. Ingeniería & Desarrollo; N° 24; 2008. ISSN: 0122-3461.
- Romero A, Flores S. La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados [resumen]. Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG; Vol. 12 N° 24; 2009.p.133-140.
- Shepard C, Dietrich W. Fire Assaying. Mc Graw-Hill Book Company. Inc. New York and London; 1940.p.85-164.
- Vargas GJ. Metalurgia del Oro, En: Metalurgia del Oro y la Plata. 2da edición. Lima: Editorial San Marcos; 1990. p. 25-45.

- Vidalón J. Cianuración de Oro y Plata. En: Segundo Seminario Sobre Tecnologías Bio e Hidro Metalúrgicas. Lima: Marens Artes Gráficas E.I.R.L.; 1988. P.95-102.



ANEXOS

ANEXO N° 01

Cuadro que muestra la cantidad de NaCN a adicionar en las distintas Densidades de Pulpa durante la prueba a 0.05% de NaCN

%CN	Densidad				
	1250 g/L	1300 g/L	1350 g/L	1400 g/L	1450 g/L
	CN (g)				
0.00	1.11	0.89	0.74	0.63	0.54
0.01	0.89	0.71	0.59	0.50	0.43
0.02	0.66	0.54	0.44	0.38	0.32
0.03	0.44	0.36	0.30	0.25	0.21
0.04	0.22	0.18	0.15	0.13	0.11
0.05	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 02

Cuadro que muestra la cantidad de NaCN a adicionar en las distintas Densidades de Pulpa durante la prueba a 0.15% de NaCN

%CN	Densidad				
	1250 g/L	1300 g/L	1350 g/L	1400 g/L	1450 g/L
	CN (g)				
0.00	3.32	2.68	2.22	1.88	1.61
0.01	3.10	2.50	2.07	1.75	1.50
0.02	2.88	2.32	1.92	1.63	1.39
0.03	2.66	2.14	1.78	1.50	1.29
0.04	2.44	1.96	1.63	1.38	1.18
0.05	2.21	1.79	1.48	1.25	1.07
0.06	1.99	1.61	1.33	1.13	0.96
0.07	1.77	1.43	1.18	1.00	0.86
0.08	1.55	1.25	1.04	0.88	0.75
0.09	1.33	1.07	0.89	0.75	0.64
0.10	1.11	0.89	0.74	0.63	0.54
0.11	0.89	0.71	0.59	0.50	0.43
0.12	0.66	0.54	0.44	0.38	0.32
0.13	0.44	0.36	0.30	0.25	0.21
0.14	0.22	0.18	0.15	0.13	0.11
0.15	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 03

Cuadro que muestra la cantidad de NaCN a adicionar en las distintas Densidades de Pulpa durante la prueba a 0.25% de NaCN

%CN	Densidad				
	1250 g/L	1300 g/L	1350 g/L	1400 g/L	1450 g/L
	CN (g)				
0.00	5.54	4.46	3.70	3.13	2.68
0.01	5.31	4.29	3.55	3.00	2.57
0.02	5.09	4.11	3.40	2.88	2.46
0.03	4.87	3.93	3.26	2.75	2.36
0.04	4.65	3.75	3.11	2.63	2.25
0.05	4.43	3.57	2.96	2.50	2.14
0.06	4.21	3.39	2.81	2.38	2.04
0.07	3.99	3.21	2.66	2.25	1.93
0.08	3.76	3.04	2.52	2.13	1.82
0.09	3.54	2.86	2.37	2.00	1.71
0.10	3.32	2.68	2.22	1.88	1.61
0.11	3.10	2.50	2.07	1.75	1.50
0.12	2.88	2.32	1.92	1.63	1.39
0.13	2.66	2.14	1.78	1.50	1.29
0.14	2.44	1.96	1.63	1.38	1.18
0.15	2.21	1.79	1.48	1.25	1.07
0.16	1.99	1.61	1.33	1.13	0.96
0.17	1.77	1.43	1.18	1.00	0.86
0.18	1.55	1.25	1.04	0.88	0.75
0.19	1.33	1.07	0.89	0.75	0.64
0.20	1.11	0.89	0.74	0.63	0.54
0.21	0.89	0.71	0.59	0.50	0.43
0.22	0.66	0.54	0.44	0.38	0.32
0.23	0.44	0.36	0.30	0.25	0.21
0.24	0.22	0.18	0.15	0.13	0.11
0.25	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 04

Cuadro que muestra la cantidad de NaCN a adicionar en las distintas Densidades de Pulpa durante la prueba a 0.35% de NaCN

%CN	Densidad				
	1250 g/L	1300 g/L	1350 g/L	1400 g/L	1450 g/L
	CN (g)				
0.00	7.75	6.25	5.18	4.38	3.75
0.01	7.53	6.07	5.03	4.25	3.64
0.02	7.31	5.89	4.88	4.13	3.54
0.03	7.09	5.71	4.73	4.00	3.43
0.04	6.86	5.54	4.59	3.88	3.32
0.05	6.64	5.36	4.44	3.75	3.21
0.06	6.42	5.18	4.29	3.63	3.11
0.07	6.20	5.00	4.14	3.50	3.00
0.08	5.98	4.82	3.99	3.38	2.89
0.09	5.76	4.64	3.85	3.25	2.79
0.10	5.54	4.46	3.70	3.13	2.68
0.11	5.31	4.29	3.55	3.00	2.57
0.12	5.09	4.11	3.40	2.88	2.46
0.13	4.87	3.93	3.26	2.75	2.36
0.14	4.65	3.75	3.11	2.63	2.25
0.15	4.43	3.57	2.96	2.50	2.14
0.16	4.21	3.39	2.81	2.38	2.04
0.17	3.99	3.21	2.66	2.25	1.93
0.18	3.76	3.04	2.52	2.13	1.82
0.19	3.54	2.86	2.37	2.00	1.71
0.20	3.32	2.68	2.22	1.88	1.61
0.21	3.10	2.50	2.07	1.75	1.50
0.22	2.88	2.32	1.92	1.63	1.39
0.23	2.66	2.14	1.78	1.50	1.29
0.24	2.44	1.96	1.63	1.38	1.18
0.25	2.21	1.79	1.48	1.25	1.07
0.26	1.99	1.61	1.33	1.13	0.96
0.27	1.77	1.43	1.18	1.00	0.86
0.28	1.55	1.25	1.04	0.88	0.75
0.29	1.33	1.07	0.89	0.75	0.64
0.30	1.11	0.89	0.74	0.63	0.54
0.31	0.89	0.71	0.59	0.50	0.43
0.32	0.66	0.54	0.44	0.38	0.32
0.33	0.44	0.36	0.30	0.25	0.21
0.34	0.22	0.18	0.15	0.12	0.11
0.35	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia

ANEXO N° 05

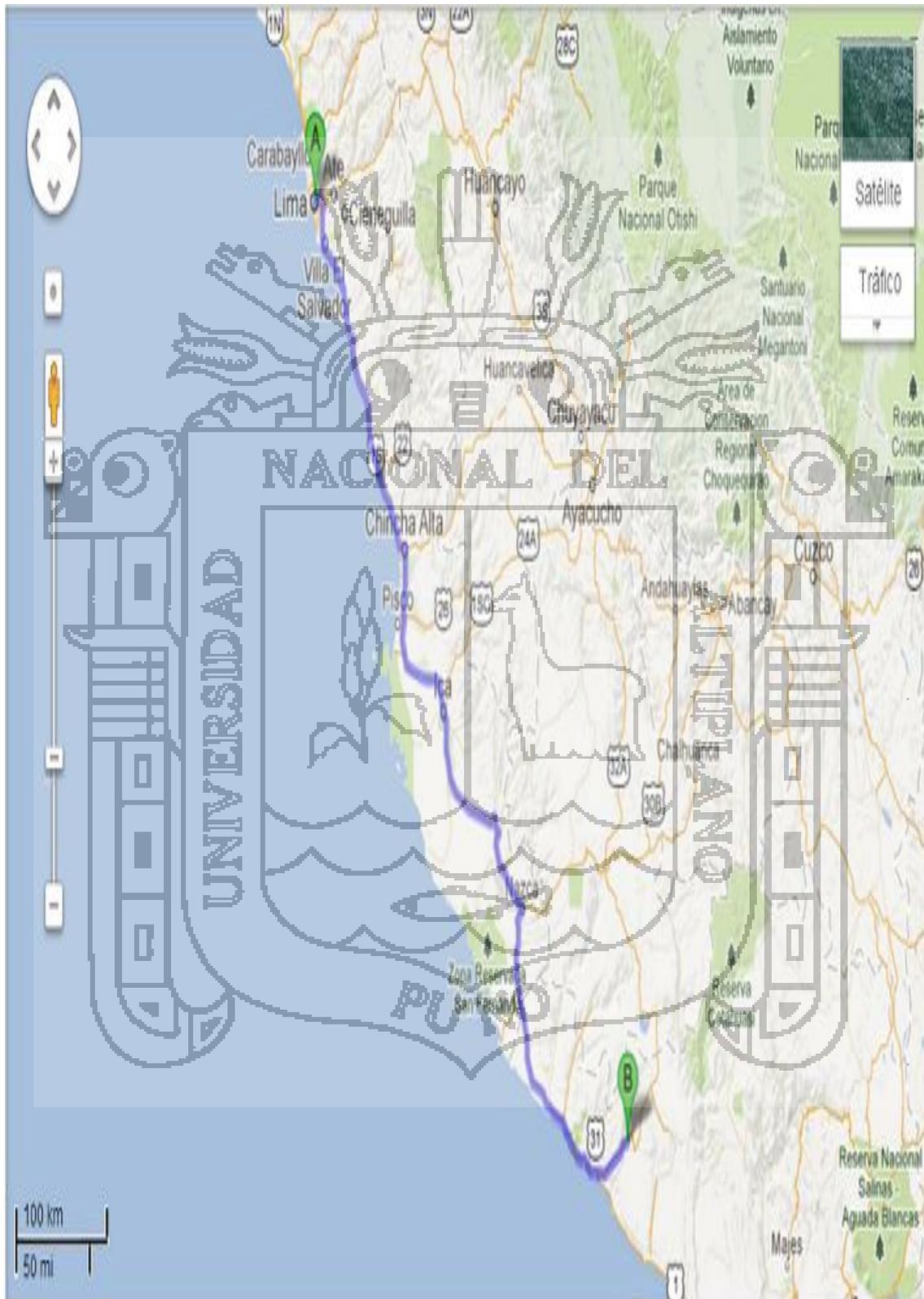
Cuadro que muestra la cantidad de NaCN a adicionar en las distintas Densidades de Pulpa durante la prueba a 0.40% de NaCN

%CN	Densidad				
	1250 g/L	1300 g/L	1350 g/L	1400 g/L	1450 g/L
	CN (g)				
0.00	8.86	7.14	5.92	5.00	4.29
0.01	8.64	6.96	5.77	4.88	4.18
0.02	8.41	6.79	5.62	4.75	4.07
0.03	8.19	6.61	5.47	4.63	3.96
0.04	7.97	6.43	5.33	4.50	3.86
0.05	7.75	6.25	5.18	4.38	3.75
0.06	7.53	6.07	5.03	4.25	3.64
0.07	7.31	5.89	4.88	4.13	3.54
0.08	7.09	5.71	4.73	4.00	3.43
0.09	6.86	5.54	4.59	3.88	3.32
0.10	6.64	5.36	4.44	3.75	3.21
0.11	6.42	5.18	4.29	3.63	3.11
0.12	6.20	5.00	4.14	3.50	3.00
0.13	5.98	4.82	3.99	3.38	2.89
0.14	5.76	4.64	3.85	3.25	2.79
0.15	5.54	4.46	3.70	3.13	2.68
0.16	5.31	4.29	3.55	3.00	2.57
0.17	5.09	4.11	3.40	2.88	2.46
0.18	4.87	3.93	3.26	2.75	2.36
0.19	4.65	3.75	3.11	2.63	2.25
0.20	4.43	3.57	2.96	2.50	2.14
0.21	4.21	3.39	2.81	2.38	2.04
0.22	3.99	3.21	2.66	2.25	1.93
0.23	3.76	3.04	2.52	2.13	1.82
0.24	3.54	2.86	2.37	2.00	1.71
0.25	3.32	2.68	2.22	1.88	1.61
0.26	3.10	2.50	2.07	1.75	1.50
0.27	2.88	2.32	1.92	1.63	1.39
0.28	2.66	2.14	1.78	1.50	1.29
0.29	2.44	1.96	1.63	1.38	1.18
0.30	2.21	1.79	1.48	1.25	1.07
0.31	1.99	1.61	1.33	1.13	0.96
0.32	1.77	1.43	1.18	1.00	0.86
0.33	1.55	1.25	1.04	0.88	0.75
0.34	1.33	1.07	0.89	0.75	0.64
0.35	1.11	0.89	0.74	0.63	0.54
0.36	0.89	0.71	0.59	0.50	0.43
0.37	0.66	0.54	0.44	0.38	0.32
0.38	0.44	0.36	0.30	0.25	0.21
0.39	0.22	0.18	0.15	0.13	0.11
0.40	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Fuente: Elaboración propia

APÉNDICES
APÉNDICE N° 01

Mapa de ruta desde Lima (A) hasta la Planta de Beneficio Doble D (B)



Fuente: Google Maps

APÉNDICE N° 02

Inversa de la función de distribución F de Snedecor.

$$F_{\alpha, \nu_1}(x) = P[F_{\alpha, \nu_1} \leq x], \quad F_{\alpha, \nu_1}(F_{\alpha, \nu_1}(x)) = x, \quad F_{\alpha, \nu_1} = F_{1-\alpha, \nu_2}^{-1}(\alpha), \quad \alpha = 0,95$$

$\nu_1 \backslash \nu_2$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	15	20	24	30	40	50	100	∞
1	161.476	199.5000	215.7073	224.5832	230.1619	233.9860	236.7684	238.8627	240.5433	241.8817	243.0060	243.9499	244.8131	245.6018	246.3214	246.9784	247.5784	248.1264	248.6274
2	18.5128	19.0000	19.1643	19.2488	19.2954	19.3295	19.3532	19.3710	19.3848	19.3959	19.4125	19.4281	19.4428	19.4561	19.4682	19.4791	19.4889	19.4977	19.5057
3	10.1280	9.5521	9.2766	9.1172	9.0135	8.9406	8.8887	8.8462	8.8123	8.7855	8.7646	8.7489	8.7362	8.7260	8.7178	8.7111	8.7056	8.7011	8.6974
4	7.7088	6.9443	6.5914	6.3832	6.2561	6.1631	6.0942	6.0410	5.9988	5.9644	5.9377	5.9177	5.9025	5.8914	5.8830	5.8764	5.8711	5.8668	5.8631
5	6.6079	5.7861	5.4095	5.1922	5.0503	4.9508	4.8759	4.8185	4.7725	4.7351	4.7042	4.6787	4.6575	4.6400	4.6261	4.6146	4.6051	4.5974	4.5911
6	5.8974	5.1433	4.7571	4.5337	4.3874	4.2839	4.2087	4.1488	4.0990	4.0580	4.0231	3.9931	3.9674	3.9445	3.9231	3.9031	3.8844	3.8668	3.8511
7	5.5914	4.7374	4.3468	4.1203	3.9715	3.8660	3.7870	3.7257	3.6767	3.6365	3.5999	3.5657	3.5337	3.5037	3.4754	3.4486	3.4231	3.3988	3.3754
8	5.3177	4.4590	4.0662	3.8379	3.6875	3.6005	3.5381	3.4831	3.4342	3.3900	3.3484	3.3091	3.2718	3.2364	3.2020	3.1686	3.1361	3.1044	3.0734
9	5.1174	4.2565	3.8625	3.6331	3.4817	3.3738	3.2927	3.2296	3.1789	3.1373	3.0979	3.0601	3.0238	2.9889	2.9554	2.9231	2.8918	2.8614	2.8318
10	4.9646	4.1028	3.7083	3.4780	3.3258	3.2172	3.1355	3.0717	3.0204	2.9782	2.9380	2.8994	2.8622	2.8264	2.7920	2.7588	2.7268	2.6958	2.6656
11	4.8443	3.9823	3.5874	3.3567	3.2039	3.0946	3.0123	2.9489	2.8962	2.8536	2.8126	2.7731	2.7350	2.6982	2.6627	2.6284	2.5952	2.5630	2.5316
12	4.7472	3.8853	3.4903	3.2592	3.1059	2.9961	2.9134	2.8498	2.7974	2.7554	2.7149	2.6758	2.6380	2.6014	2.5660	2.5317	2.4984	2.4660	2.4344
13	4.6672	3.8056	3.4105	3.1791	3.0254	2.9153	2.8321	2.7689	2.7168	2.6751	2.6348	2.5950	2.5564	2.5190	2.4827	2.4474	2.4130	2.3795	2.3468
14	4.6001	3.7389	3.3439	3.1122	2.9582	2.8477	2.7642	2.7014	2.6496	2.6082	2.5681	2.5291	2.4911	2.4541	2.4180	2.3828	2.3484	2.3148	2.2819
15	4.5431	3.6823	3.2874	3.0556	2.9013	2.7905	2.7066	2.6438	2.5921	2.5511	2.5111	2.4720	2.4338	2.3965	2.3601	2.3246	2.2899	2.2560	2.2228
16	4.4940	3.6337	3.2389	3.0069	2.8524	2.7413	2.6572	2.5943	2.5427	2.4914	2.4511	2.4120	2.3738	2.3365	2.3001	2.2646	2.2299	2.1958	2.1624
17	4.4513	3.5915	3.1967	2.9647	2.8100	2.6989	2.6148	2.5519	2.5002	2.4489	2.4084	2.3690	2.3306	2.2932	2.2568	2.2204	2.1849	2.1508	2.1172
18	4.4139	3.5546	3.1598	2.9277	2.7729	2.6618	2.5777	2.5147	2.4630	2.4117	2.3711	2.3316	2.2930	2.2554	2.2188	2.1822	2.1466	2.1124	2.0786
19	4.3807	3.5219	3.1274	2.8951	2.7401	2.6290	2.5449	2.4818	2.4301	2.3787	2.3379	2.2976	2.2580	2.2192	2.1814	2.1446	2.1088	2.0754	2.0421
20	4.3512	3.4928	3.0984	2.8661	2.7109	2.5998	2.5157	2.4526	2.4009	2.3494	2.3084	2.2679	2.2280	2.1888	2.1506	2.1134	2.0772	2.0444	2.0117
21	4.3248	3.4668	3.0725	2.8401	2.6848	2.5737	2.4896	2.4265	2.3748	2.3231	2.2820	2.2414	2.2013	2.1617	2.1230	2.0852	2.0494	2.0164	1.9837
22	4.3009	3.4434	3.0491	2.8167	2.6613	2.5502	2.4661	2.4030	2.3513	2.2996	2.2584	2.2177	2.1774	2.1376	2.0983	2.0604	2.0244	1.9914	1.9587
23	4.2793	3.4221	3.0278	2.7955	2.6401	2.5290	2.4449	2.3818	2.3301	2.2784	2.2372	2.1964	2.1560	2.1161	2.0767	2.0386	2.0024	1.9694	1.9367
24	4.2597	3.4028	3.0085	2.7763	2.6209	2.5098	2.4257	2.3626	2.3109	2.2592	2.2179	2.1770	2.1366	2.0966	2.0571	2.0180	1.9818	1.9488	1.9161
25	4.2417	3.3852	2.9909	2.7587	2.6033	2.4922	2.4081	2.3450	2.2933	2.2416	2.1999	2.1591	2.1187	2.0787	2.0391	2.0000	1.9638	1.9308	1.8981
26	4.2252	3.3690	2.9747	2.7426	2.5872	2.4761	2.3920	2.3289	2.2772	2.2255	2.1838	2.1430	2.1026	2.0626	2.0230	1.9840	1.9478	1.9148	1.8821
27	4.2100	3.3541	2.9604	2.7278	2.5724	2.4613	2.3772	2.3141	2.2624	2.2107	2.1690	2.1282	2.0878	2.0478	2.0082	1.9691	1.9329	1.9000	1.8673
28	4.1960	3.3404	2.9467	2.7141	2.5587	2.4476	2.3635	2.3004	2.2487	2.1970	2.1553	2.1145	2.0741	2.0341	1.9945	1.9554	1.9192	1.8864	1.8537
29	4.1830	3.3277	2.9340	2.7014	2.5460	2.4349	2.3508	2.2877	2.2360	2.1843	2.1426	2.1018	2.0614	2.0214	1.9818	1.9426	1.9064	1.8736	1.8409
30	4.1709	3.3158	2.9223	2.6886	2.5336	2.4225	2.3384	2.2753	2.2236	2.1719	2.1302	2.0894	2.0490	2.0090	1.9694	1.9302	1.8940	1.8612	1.8285
40	4.0847	3.2317	2.8887	2.6080	2.4533	2.3422	2.2581	2.1950	2.1433	2.0916	2.0500	2.0092	1.9688	1.9288	1.8892	1.8500	1.8138	1.7810	1.7483
60	4.0012	3.1504	2.7831	2.5252	2.3695	2.2584	2.1743	2.1112	2.0595	2.0078	1.9662	1.9254	1.8850	1.8450	1.8054	1.7662	1.7290	1.6952	1.6614
100	3.9361	3.0873	2.6955	2.4626	2.3069	2.1958	2.1117	2.0486	1.9969	1.9452	1.9036	1.8628	1.8224	1.7824	1.7428	1.7036	1.6664	1.6326	1.6000
200	3.8884	3.0411	2.6498	2.4168	2.2611	2.1500	2.0659	1.9998	1.9481	1.8964	1.8548	1.8136	1.7728	1.7324	1.6924	1.6528	1.6156	1.5818	1.5500
∞	3.8415	2.9957	2.6049	2.3719	2.2161	2.1050	2.0209	1.9548	1.8999	1.8482	1.7966	1.7554	1.7146	1.6742	1.6342	1.5946	1.5564	1.5206	1.4872

Fuente: <http://personal.telefonica.terra.es/web/pegonrui/tablas-estadisticas>