

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



**OPTIMIZACIÓN DE LOS PROCESOS Y AMPLIACIÓN DE
PLANTA DE CIANURACIÓN MINERA CONFIANZA S.A.C.**

INFORME DE SUFICIENCIA

**Para Optar el Título Profesional de
INGENIERO METALURGISTA**

PRESENTADO POR:

Leonardo Elmer Regalado Orihuela

Lima – Perú

2009

AGRADECIMIENTO

A la gerencia de minera Confianza SAC por el apoyo a mi labor y al grupo de personas que me permite desarrollar este proyecto. Asimismo a los Ing. Edwilde Yoplac C. y Carlos Villachica L. por las oportunidades dadas en las empresas que ellos dirigen.

DEDICATORIA

*A mis padres Víctor, Gloria, mi esposa y hermanos
por todo el amor y apoyo que siempre me brindan.*

*A la UNI y profesores quienes nos transmitieron sus
experiencias y conocimientos.*

INDICE

	PAG
RESUMEN EJECUTIVO	1
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	3
1.1. EXPOSICION DE MOTIVOS	3
1.2. OBJETIVOS DEL INFORME	4
1.3. ALCANCE DEL INFORME	5
1.4. JUSTIFICACIÓN DEL INFORME	5
CAPITULO II: GENERALIDADES	7
2.1. UBICACIÓN DE LA PLANTA DE PROCESAMIENTO Y ACCESOS	7
2.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO ACTUAL	9
2.2.1. <i>Acopio y Recepción</i>	9
2.2.2. <i>Chancado y Muestreo</i>	13
2.2.3. <i>Molienda, Cianuración y Adsorción</i>	25
2.2.4. <i>Desorción y Fundición</i>	36
2.2.5. <i>Disposición de Relaves</i>	39
2.3. BALANCE METALURGICO	42
CAPITULO III: FUNDAMENTO TEÓRICO DE LA CIANURACIÓN DEL ORO Y LA PLATA	46
3.1. FÍSICO QUÍMICA DE LACIANURACIÓN DE ORO	46
3.1.1. <i>Análisis termodinámico del oro</i>	47
3.1.2. <i>Análisis termodinámico de la plata</i>	48
3.1.3. <i>Mecanismo de Corrosión del Oro y la Plata</i>	50

3.1.3.1.	<i>Mecanismo de Corrosión del Oro</i>	50
3.1.3.2.	<i>Mecanismo de Corrosión de la Plata</i>	52
3.2.	CINÉTICA DE LA REACCIÓN	54
3.3.	VARIABLES QUE INFLUYEN EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN	61
3.3.1.	<i>Tamaño de Grano</i>	61
3.3.2.	<i>Concentración de Cianuro</i>	62
3.3.3.	<i>Concentración de Oxígeno</i>	64
3.3.4.	<i>Alcalinidad Protectora</i>	66
3.3.5.	<i>Dilución de la Pulpa</i>	66
3.3.6.	<i>Temperatura</i>	66
3.3.7.	<i>Presencia de Impurezas</i>	67
3.4.	TRATAMIENTO DE ORO REFRACTARIO	67
	 CAPITULO IV: INGENIERÍA PARA LA PRODUCCIÓN	69
4.1.	CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL	69
4.2.	PRUEBAS EN EL LABORATORIO QUÍMICO – METALÚRGICO	71
4.3.	CONTROLES METALÚRGICOS	72
4.3.1.	<i>Área Acopio y Recepción</i>	72
4.3.2.	<i>Área Chancado y Muestreo</i>	72
4.3.3.	<i>Área Molienda, Cianuración y Adsorción</i>	73
4.3.4.	<i>Área Desorción y Fundición</i>	75
4.3.5.	<i>Área Disposición de Relaves</i>	76
4.3.6.	<i>Insumos</i>	76
4.4.	OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO METALÚRGICO, AMPLIACIONES	76
4.4.1.	<i>Implementación, Cambios y Mejoras</i>	77
4.4.1.1	<i>Área Acopio y Recepción</i>	77
4.4.1.2.	<i>Área Chancado y Muestreo</i>	78
4.4.1.3.	<i>Área Molienda, Cianuración y Adsorción</i>	80

4.4.1.4.	<i>Área Desorción y Fundición</i>	81
4.4.1.5.	<i>Área Disposición de Relaves</i>	81
4.4.1.6.	<i>Laboratorio Químico Metalúrgico</i>	81

CAPITULO V: ALGUNAS CONSIDERACIONES

ECONÓMICAS

84

5.1. COSTO DIRECTO

84

5.2. VALORIZACIÓN DE MINERALES DE COMPRA

87

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

90

BIBLIOGRAFÍA

92

ANEXO 1: CUIDADO CON EL USO DEL CIANURO DE SODIO

94

ANEXO 2: FLOW SHEET PLANTA DE BENEFICIO

105

INDICE DE FIGURAS, CUADROS, FOTOS

Figura 2.1-1. Ubicación de la Planta de Beneficio	8
Figura 2.1-2. Foto de la zona de ubicación de la Planta de Beneficio	8
Figura 2.2-1. Principales ítems durante el proceso de acopio y recepción	11
Figura 2.2-2. Principales ítems durante el proceso de chancado y muestreo	16
Figura 2.2-3. Principales ítems durante el proceso de molienda, cianuración	28
Figura 2.2-4. Principales ítems durante el proceso de desorción y fundición	37
Figura 2.2-5. Principales ítems durante el proceso de disposición de relaves	40
Figura 2.3-1. Proceso metalúrgico	44
Figura 3.1-1. Diagrama de Pourbaix de Eh vs. pH para el sistema Au,CN,H ₂ O,H ₂	50
Figura 3.1-2. Mecanismo de corrosión del oro	51
Figura 3.1-3. Diagrama de Pourbaix de Eh vs. pH para el sistema Ag,CN,H ₂ O,H ₂	53
Figura 3.1-4. Mecanismo de corrosión de la plata	53
Figura 3.2-1. Mecanismo de control por transporte de masa y corrosión	57
Figura 3.2-2. Perfil de concentraciones de transporte de masa	59
Figura 5.2-1. Diagrama de proceso comercial	89
CUADRO N° 2.2-1. Balance Mensual Molienda	27
CUADRO N° 2.2-2. Balance Mensual Desorción Fundición	37
CUADRO N° 2.2-3. Balance Mensual Relaves de Cianuración	39
CUADRO N° 2.3-1. Balance Mensual ley alta	43
CUADRO N° 2.3-2. Balance Mensual ley baja	43
CUADRO N° 2.3-3. Balance de masa y agua proceso actual	45
CUADRO N° 5.1-1. Gestión 2008, Costos de Proceso	86
CUADRO N° 5.2-1. Ítems de una Valorización o Propuesta de Compra	88
Foto 2.2-1. Cancha de Recepción de Mineral	12
Foto 2.2-2. Balanza Electrónica de 60 toneladas	12
Foto 2.2-3. Chancadora de Quijadas 10'x16"	17
Foto 2.2-4. Tolva de Gruesos y las parrillas de 6" de luz	17
Foto 2.2-5. Producto Final del chancado, se evacua el lote	18
Foto 2.2-6. Muestreo manual en faja a 1.20m de distancia entre corte y corte	18
Foto 2.2-7. La muestra se toma de la faja N° 3	19

Foto 2.2-8. Circuito abierto para lote menores a 2TM	19
Foto 2.2-9. Ingreso de lote recepcionado en cancha	20
Foto 2.2-10. El producto chancado se recibe en el cargador	20
Foto 2.2-11. Lote de mineral sulfuroso mayor a 100TM	21
Foto 2.2-12. Lote de oxido muestreado por puntos	21
Foto 2.2-13. Lote descargándose directamente a la tolva de grueso	22
Foto 2.2-14. Lote de sulfuro de 100TM muestreado por hoyos	22
Foto 2.2-15. Molinos polveadores de 30 Kg. de capacidad	23
Foto 2.2-16. Mineral polveado	23
Foto 2.2-17. Vista general del circuito de chancado principal	24
Foto 2.2-18. Cancha alternativa	24
Foto 2.2-19. Molino Denver 4'x4'	28
Foto 2.2-20. Los 3 tanque 12'x12'	29
Foto 2.2-21,22. Molino Denver 5'x5'	30
Foto 2.2-23,24. Molinos 5'x5' y 4'x4'	31
Foto 2.2-25. Tanque alargado 12'x18' y 4 tanques 18'x18'	32
Foto 2.2-26,27. Trampas de Amalgama	32
Foto 2.2-28. Tanques 18'x18' en plena construcción	33
Foto 2.2-29. Tanques 12'x18' alargado y 18'x18'	34
Foto 2.2-30. Tanques 12'x18' alargado, 2 tanques 18'x18' y 2 tanques 12'x12'	34
Foto 2.2-31,32. Situación actual de los tanques y molinos	35
Foto 2.2-33 Reactor, Caldero	38
Foto 2.2-34 Celda electrolítica en plena construcción	38
Foto 2.2-35 Relavera en plena puesta de geomembrana	41
Foto 2.2-36 Disposición del relave, la solución barren se recircula al proceso	41
Foto 3.3-1. Oro Libre, Se observa cuando se “platea” o “puruña”	62
Foto 3.3-2,3. Caso de excepción, mineral oxidado	63
Foto 3.3-4. Superficie de tanque 12'x12'	64
Foto 3.3-5. Superficie de tanque 18'x18'	65
Foto 3.3-6. Caja de bomba, aquí se recolecta las pulpas de los dos molinos	65
Foto 4.4 - 1,2,3. Molinos de bola de 8"x8"	83

RESUMEN EJECUTIVO

La empresa Minera Confianza SAC se crea para tratar mineral aurífero de sus minas que tiene en la zona Sur del Perú. Se construye la planta para una capacidad de 25TMSD, julio 2006 precio del oro 630 USD/oz. A fines del año 2006 se inicia el proceso de compra de mineral a proveedores de la zona, ya que se tenía capacidad instalada para procesar y a la venta de una de las minas la planta necesitaba comprar más del 80% de la capacidad de proceso.

La capacidad de 25TMSD es poca capacidad para competir con las plantas vecinas, en la zona se tenía 7 plantas con una capacidad de 50 hasta 250 TMSD, es a partir de ahí donde se inicia el proceso de ampliación a 50 TMSD como pronto objetivo, se paso a 80 TMSD, actualmente se va a procesar 120 TMSD y a fines del año 2009 150 TMSD. Todo esto ayudado con la subida del precio del oro, actualmente 1000 USD/oz. y el aumento de los productores mineros informales, formales y empresas mineras, asimismo el cierre de algunas plantas por causa del petróleo y la apertura de otras con un promedio de 150 TMSD.

Es a través de este informe donde se describe la experiencia asimilada desde las pruebas metalúrgicas realizadas en la UNI-Lima, hasta la actualidad, pasando por el montaje, puesta en marcha de la planta y todas las ampliaciones y modificaciones que se están realizando durante estos 3 años de operaciones.

Se presenta el desarrollo de las actividades de procesamiento ya conocidas con equipos convencionales pero con alternativas y modificaciones que simplifican la operación de los procesos unitarios. Esta simplificación fue y es determinante en

nuestras operaciones que nos hicieron competitivos frente a las plantas vecinas que cuentan con mayor tiempo de operaciones y más capacidad de procesamiento; pero que trabajan con parámetros establecidos y no flexibles.

Asimismo y no menos importante es la labor del equipo humano conformado por operadores, técnicos e ingenieros, que se ha adaptado y flexibilizado a la forma de trabajo establecida que no solo involucra operaciones, sino todo el montaje de los equipos para las ampliaciones que se están realizando

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. EXPOSICIÓN DE MOTIVOS

Al estar por culminar el Programa del Ciclo de Actualización sobre el archivo de Ideas Importantes discutidas en la clase del 19/04/2009 sobre una pregunta “Qué voy a hacer de aquí a diez años”.

Voy a comentar que hice en estos diez años. Egrese el 2000 e inmediatamente realice prácticas en dos consultoras (Consulcont & Smallvill y CYC) dedicadas a brindar servicios metalúrgicos (pruebas metalúrgicas, pilotajes, EIAs, etc.) en estas por un periodo de 5 años.

A través de estas empresas trabaje por 2 años en Misti Gold (pruebas metalúrgicas de relaves de Plata) y SMRL Frontera 1 (pruebas metalúrgicas, pilotaje y montaje de la planta de tratamiento de relaves coloniales de plata).

Actualmente me desempeño como Superintendente de Minera Confianza SAC, minera dedicada a la compra y tratamiento de mineral aurífero de la Zona Sur del país. Esta minera inicio sus operaciones el año 2006 a la cual llegue cuando se iniciaba el montaje, acompañe y acabe el montaje e inicie las operaciones.

Esto me dio la posibilidad de trabajar desde el inicio de operaciones, con 25TMSD ampliar a 45 TMSD en un año y 6 meses después llevarlo a 70TMSD actualmente con una modificación se está trabajando con 85TMSD y se tiene planeado llegar a 150TMSD a fines del presente año. Asimismo trabajar con

egresados de la UNI (4 egresados promociones 2005 y 2006) y otras universidades del Sur. Estos tonelajes en minería aurífera con una ley promedio de 15 a 20 gr Au/ton se puede comparar como mediana minería.

No puedo predecir mi futuro pero si sé que puedo confiar en mí y esta minera que recién inicio sus operaciones tengo toda la oportunidad de seguir ascendiendo. Realizar todos los cambios, pasar de minera a empresa, salir de la caverna.....

Esto me ha motivado a describir mi experiencia desde las pruebas metalúrgicas realizadas en la UNI-Lima, hasta la actualidad, pasando por el montaje, puesta en marcha de la planta y todos las ampliaciones y modificaciones que se están realizando, en está durante estos 3 años de operaciones. Cabe mencionar que todo este proyecto lo inicié y lo tengo a cargo como Superintendente de Planta sin una experiencia similar anterior salvo todo el conocimiento adquirido en la universidad y práctica en laboratorios afines a la carrera.

1.2. OBJETIVOS DEL INFORME

El objetivo del informe es presentar el desarrollo de las actividades de procesamiento ya conocidas con equipos convencionales pero con alternativas y modificaciones que simplifican la operación de los procesos unitarios. Esta simplificación fue y es determinante en nuestras operaciones que nos hicieron competitivos frente a las plantas vecinas que cuentan con mayor tiempo de

operaciones y más capacidad de procesamiento; pero que trabajan con parámetros establecidos y no flexibles.

Asimismo y no menos importante es la labor del equipo humano conformado por operadores, técnicos e ingenieros, que se ha adaptado y flexibilizado a la forma de trabajo establecida que no solo involucra operaciones, sino todo el montaje de los equipos para las ampliaciones, este es un punto importante para el desarrollo profesional de los involucrados que en otras empresas dedicadas a este rubro no lo van a encontrar.

1.3. ALCANCE DEL INFORME

El presente informe considera todas las áreas e instalaciones que involucran la planta de procesamiento, así mismo describe las áreas de el acopio y recepción del mineral (propio y/o de terceros) y la relavera.

También considera los aportes y el esquema de desenvolvimiento en cada área operativa que a través de mi jefatura se ha desarrollado.

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL INFORME

En la actualidad en la minería y en las empresas en general se tiene como objetivo la reducción de riesgos y desarrollo eficiente de su gestión, siendo en el caso de las empresas mineras una de sus prioridades establecer una gestión que permita administrar eficientemente los recursos minerales y los residuos que estos producen.

Por lo tanto el informe esta enfocado en informar como se utiliza con mayor eficiencia la capacidad instalada con la finalidad de continuar incrementando la producción y mantener los costos de operaciones. Para alcanzar este objetivo se están realizando una serie de ampliaciones e inversiones en equipos y contar con una infraestructura con el cual se obtendrá el incremento de la producción requerida.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1. UBICACIÓN DE LA PLANTA DE PROCESAMIENTO Y ACCESOS

Minera Confianza SAC, inicia sus actividades Minero Metalúrgicos el año 2006 con una capacidad de 25 TMSD llegando a incrementarse esta capacidad en el presente año 2009 a 80TMSD con una proyección a 150TMSD a corto plazo.

La actividad económica principal de Minera Confianza SAC es la compra-venta y tratamiento de minerales auríferos, así como la prestación de servicios de comercialización y exportación de minerales en bruto y metales preciosos por mandato o representación en general.

La oficina principal y domicilio legal de la minera, esta ubicada en la calle Calcuchimac 824 distrito de Ate, provincia de Lima y departamento de Lima.

La planta industrial de Minera Confianza SAC se encuentra ubicado en Quebrada Huanta S/N paraje La Aguadita, Distrito de Chala, Provincia de Caravelí Departamento de Arequipa, a una altitud que oscila entre 120 y 200 m.s.n.m, a 615 Km. al Sur de la ciudad de Lima y a 3 Km. de la ciudad de Chala.

COORDENADAS UTM:

<u>VERTICE</u>	<u>ESTE</u>	<u>NORTE</u>
A	577500	8250250
B	577900	8250250
C	577900	8250800
D	577500	8250800

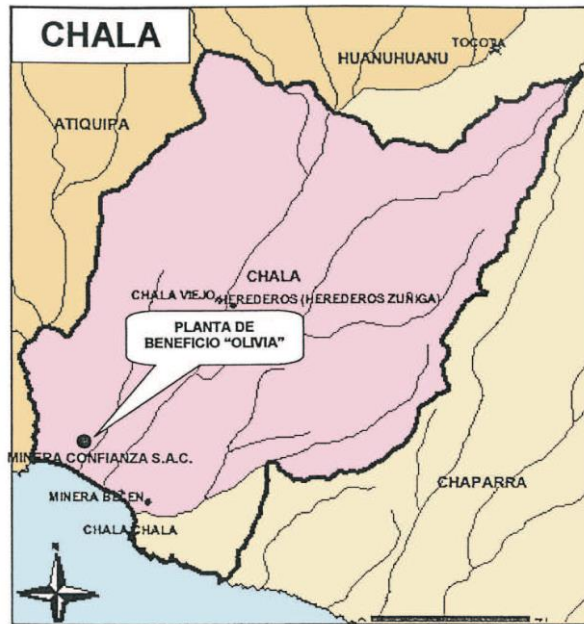


Figura 2.1-1 Ubicación de la Planta de Beneficio



Figura 2.1-2 Foto de la zona de ubicación de la Planta de Beneficio

2.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO ACTUAL

Se identifican procesos de acopio, recepción, chancado, muestreo, molienda, cianuración, adsorción, desorción, fundición y relavera a los cuales se agrupan en áreas de procesos, estas áreas están ligadas de tal forma que culmina un proceso e inmediatamente se inicia el siguiente, estos procesos se detallan en el orden de ocurrencia:

2.2.1. Acopio y Recepción

Esta es la principal área y se puede considerar como una área crítica comercialmente dentro del proceso, es en ésta donde se da inicio a la actividad propia de la planta. El acopio de terceros es actualmente nuestra principal fuente de aporte, el 85% de ingreso de mineral proviene del acopio, dentro de los cuales se cuentan con empresas mineras con un aporte mayor y continuo que representa aproximadamente el 50% en tonelaje, a las cuales se les brinda concesiones y preferencias. Solo el 15% del mineral que ingresa para el proceso pertenece a las minas de la empresa

“El acopio” de mineral aurífero abarca los distintos productores mineros, bien sea de medianos o pequeños mineros que tiene producciones regulares y con muchos años de operación, así como también de productores mineros que producen estacionalmente de todas las zonas auríferas del Perú, Nazca-Ocoña en los departamentos de Arequipa, Ica, Junín, Ayacucho y Huancavelica, Puno, Chimbote, Trujillo y Sullana.

La política de compra se orienta a establecer relaciones con productores mineros en la que ambas partes resulten satisfechas. Se busca establecer tratos a largo plazo, que permitan desarrollar relaciones perdurables y mutuamente productivas. En este sentido, se apoya permanentemente a los productores en una serie de aspectos de la actividad, promoviendo las buenas prácticas mineras al nivel de estas operaciones, observando la legislación minera y respetando la propiedad privada.

“La recepción” se hace en las instalaciones de la planta, teniendo proyectado a corto plazo recepcionar en otras zonas que permitirá descentralizar y la vez baje la carga de energía en la planta (por el circuito de chancado). El mineral ingresaría a la planta de beneficio; previamente chancado en las “zonas satélites”; directamente a los molinos, esta forma de operación no limitaría nuestra capacidad de acopio por causa de la energía eléctrica, que está racionada en la zona por el incremento del consumo energético en todo el sur del Perú.

La política de la empresa establecida para el proceso de recepción (compra) del mineral es muy eficiente y efectiva, para lo cual cuenta con todos los recursos de gestión como equipos, maquinas y sistemas para realizar la recepción, pesaje, muestreo, análisis y liquidación de minerales que es flexible a la operación y satisfaga al proveedor, que es el principal aportante y por lo tanto se trabaja en función a este requerimiento. Igualmente se cuenta con instalaciones para acoger a los proveedores mientras dure el proceso de compra y se les brinda todas las facilidades para mejorar y encauzar sus actividades.

El proceso de recepción culmina al ingresar el lote de mineral a la balanza de pesaje, se cuenta con una balanza electrónica con capacidad hasta 60 toneladas,

donde se le identifica y codifica con los datos de peso, quedando listo el lotes de mineral para ingresaran al siguiente proceso.

Figura 2.2-1. Principales ítems durante el proceso de acopio y recepción

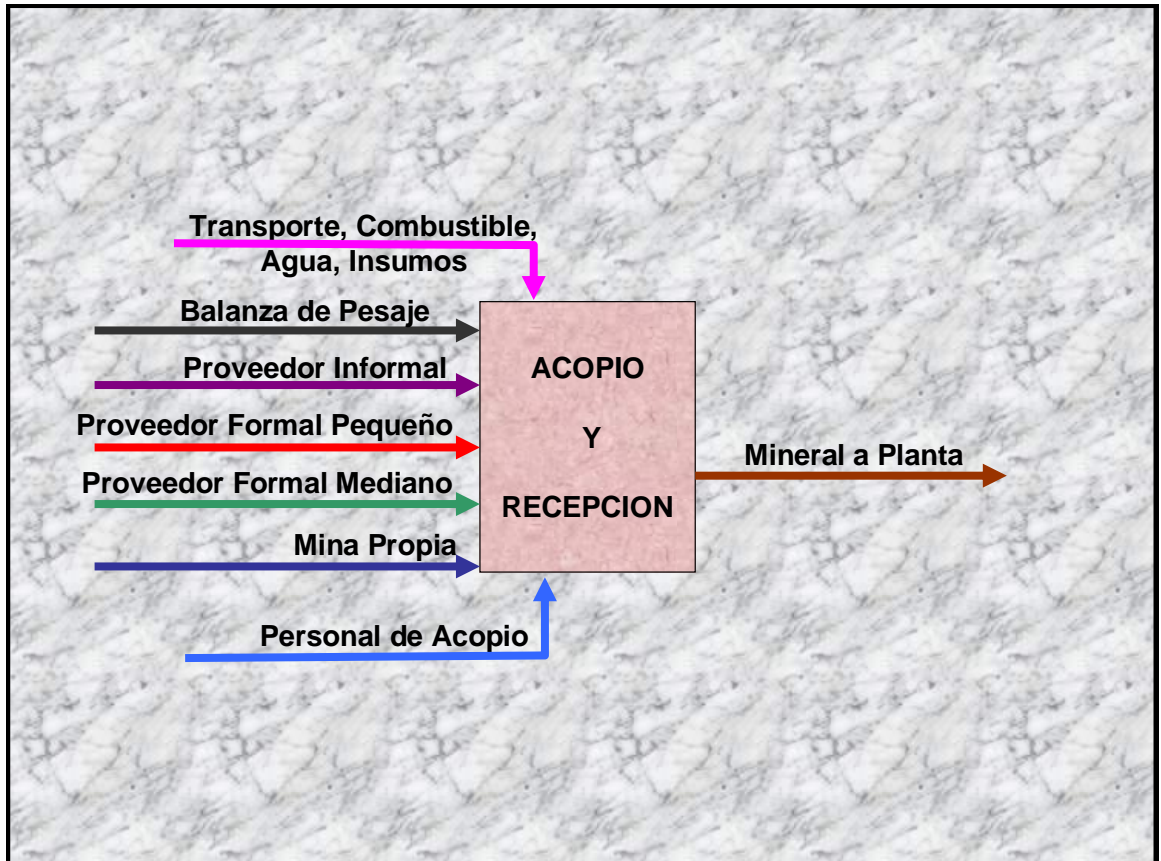




Foto 2.2-1. Cancha de Recepción de Mineral



Foto 2.2-2. Balanza Electrónica de 60 toneladas

2.2.2. Chancado y Muestreo

Esta operación convencional se lleva a cabo mediante un circuito de chancado principal cerrado primario y secundario (chancadora de quijada y cónica respectivamente) y dos circuitos primarios abiertos (dos chancadoras de quijada por circuito).

En el circuito principal se cuenta con una tolva de grueso de capacidad de 50 TMH con parrillas de 6" de luz. Este mineral previamente fue pesado en la balanza de plataforma Suminco de 60 TM de capacidad.

La reducción de tamaños se realiza en un circuito cerrado que consta de un alimentador vibratorio 8"x12" a una chancadora de quijada tipo Denver 10"x16" de aquí se reduce a <1", este producto se transporta por la faja transportadora N° 1 hacia una zaranda vibratorio tipo Denver 3'x6' de un piso con malla de 3/4", en esta faja N° 1, sobre esta faja N° 1 se encuentra un imán permanente Eriez 10"x16" que captura todo los elementos metálicos que puedan ingresar a la chancadora cónica, el oversize de la zaranda vibratoria se descarga a la chancadora cónica Kue Ken de 1.2' de diámetro SH (cabeza corta) y el undersize (<3/4") va a la faja N° 2, la descarga de la chancadora Kue Ken es recepcionado en la faja N° 3 la cual regresa a la faja N° 1, formándose un circuito cerrado en esta etapa. La faja N° 2 transporta el producto del chancado a una tolva de finos de 100 TM de capacidad.

El producto del chancado de los circuitos es 100% menos 3/4". Con una humedad promedio de 7 a 8 % producto de agregar agua para evitar la polución de polvos en el circuito de chancado.

Se va a incrementar un circuito de chancado de mayor capacidad que reduzca las horas actuales de chancado a 12 horas en promedio por día. Este nuevo circuito tendrá las mismas características de chancado del circuito actual, el producto a obtener de este nuevo circuito y el actual va ser de $<1/4"$, esto se va a lograr reemplazando las mallas de $3/4"$ de las zarandas vibratoria por $1/4"$.

Obtenidos estos productos de chancado se muestrea los lotes de mineral que sirve para determinar el contenido fino (oro) con el cual se valorizará el mineral. La muestra de mineral se toma en faja N° 2 manualmente con una paleta de 4" de ancho que "corta" la muestra cada 1.2m de distancia, obteniéndose una muestra equivalente en peso al 10 % del peso total del lote chancado. Esta muestra se chanca a $<1/4"$ para cuarteos sucesivos hasta obtener un peso aproximado de 30 Kg. La muestra previamente secada se muele en los "molinos polveadores" obteniéndose un producto 100% - malla 70, para así iniciar el proceso de cuarteos sucesivos hasta obtener 4 muestras de 500 gr. que se entregan respectivamente al proveedor, al laboratorio, pruebas metalúrgicas y la cuarta se guarda como muestra testigo o "muestra dirimente". Esta muestra dirimente se utiliza cuando las leyes de la planta y del proveedor tienen una diferencia mayor a 0.100 ozAu /tc el cual se envía a un laboratorio externo certificado ubicado en nuestro caso a Lima.

En los dos circuitos abiertos que se cuenta, se utilizan para lotes menores a 2 TM. El chancado en este circuito se realiza en un tolvin saco a saco (peso aproximado de cada saco de mineral 85 Kg.) ingresando a una chancadora de quijada $8"x6"$ que reduce a $< 1.5"$, esta descarga va una zaranda vibratoria de malla $3/4"$, el undersize cae a una faja, el oversize pasa a una chancadora $8"x6"$ que reduce aproximadamente $< 3/4"$, el producto chancado se une al undersize de la primera

chancadora y se recepciona en carretillas y/o cargador frontal que envía a la cancha para su posterior muestreo, el muestreo que se realiza es “muestreo por puntos o hoyos”, siendo estas muestras un 10% aproximadamente del peso total. En este caso se continúa con la misma mecánica del circuito anterior.

Asimismo se recepciona relaves de amalgamación, estos relaves son el resultado del tratamiento que dan los informales a los minerales de alta ley el cual muelen en “quimbaletes” y amalgaman, que directamente se muestrea y valoriza, debido que este viene ya molido al 100% menos malla 50.

Una vez realizado los procesos de chancado, muestreado y con la aprobación del proveedor se procede a almacenar en la cancha de mineral común o directamente a la tolva de finos para la siguiente etapa del proceso.

El mineral acumulado se clasifica en: mineral oxidado, mineral sulfurado y relave que queda apto para ser alimentado a los molinos.

En el caso de la metalurgia comienza desde la molienda del mineral hasta la fundición, esto se describe en las siguientes áreas de proceso.

Figura 2.2-2. Principales ítems durante el proceso de chancado y muestreo

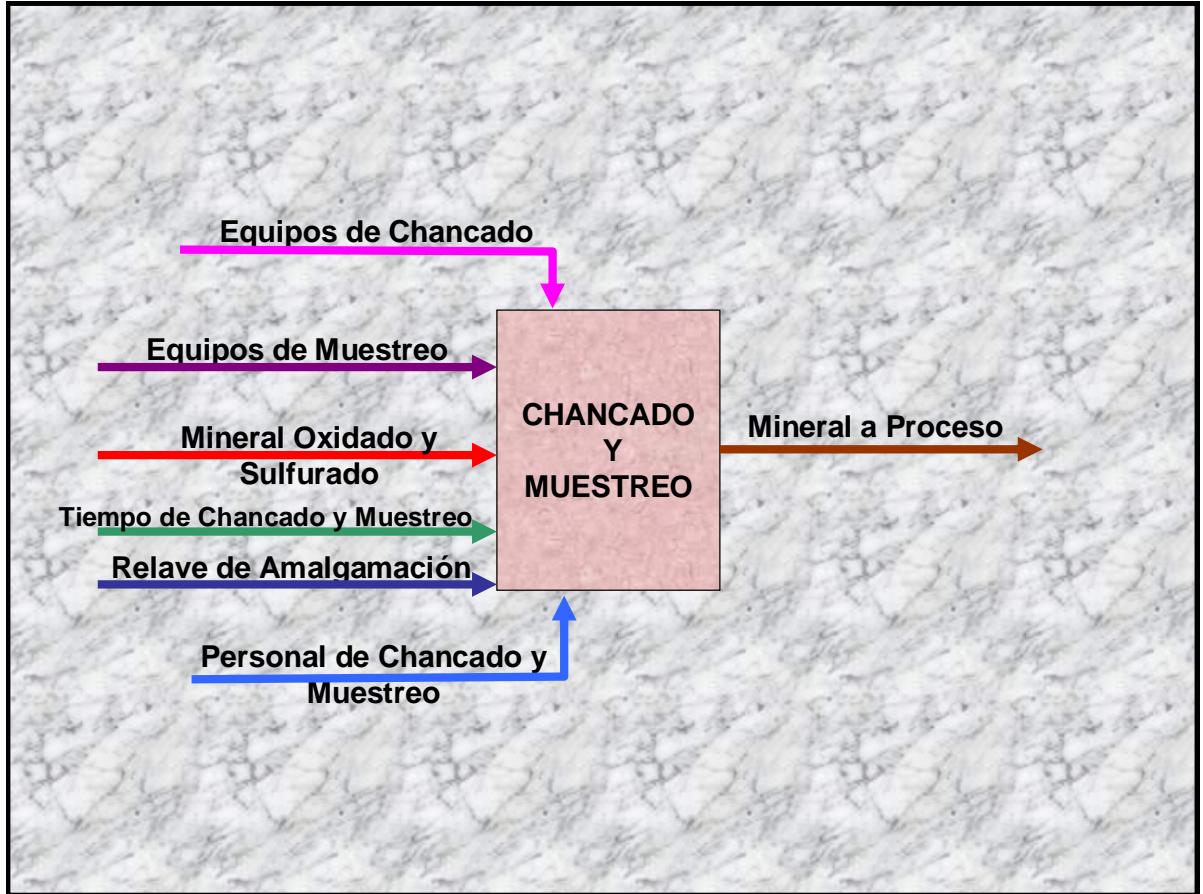




Foto 2.2-3. Chancadora de Quijadas 10"x16"



Foto 2.2-4. Tolva de Gruesos y las parrillas de 6" de luz, personal acabando el chancado, realizando limpieza



Foto 2.2-5. Producto Final del chancado, se evacua el lote entero antes de muestrear, estos lotes son mayores a 100TM



Foto 2.2-6: Muestreo manual en faja a 1.20m de distancia entre corte y corte



Foto 2.2-7. La muestra se toma de la faja N°3 y se deposita en carretillas para su posterior cuarteo



Foto 2.2-8. Circuito abierto para lote menores a 2TM



Foto 2.2-9. Ingreso de lote recepcionado en cancha, se hace cuando se reciben lotes continuados y se acumulan para su posterior chancado



Foto 2.2-10. El producto chancado se recibe en el cargador frontal para su traslado a cancha de muestreo



Foto 2.2-11. Lote de mineral sulfuroso mayor a 100TM a la espera de ser muestreado



Foto 2.2-12. Lote de oxido muestreado por puntos, luego de ser chancado en un circuito abierto



Foto 2.2-13. Lote descargándose directamente a la tolva de grueso(30TM), otro lote en la cancha de gruesos a la espera de ser chancado en el circuito principal que el cargador frontal alimentara y un tercer lote de mineral zarandeado muestreado por puntos



Foto 2.2-14. Lote de sulfuro de 100TM muestreado por hoyos, el siguiente muestreo se realiza por puntos



Foto 2.2-15. Molinos polveadores de 30 Kg de capacidad, el mineral muestreado se “polvea” para su cuarteo final



Foto 2.2-16. Mineral polveado al momento de ser cuarteado para la entrega de la muestras testigos, ultimo punto de manipuleo del mineral



Foto 2.2-17. Vista general del circuito de chancado principal, fajas, chancadoras, tolvas y cargador frontal



Foto 2.2-18. Cancha alternativa, lotes almacenados a la espera de ser aprobado la propuesta de compra para su posterior proceso. Se recurre a estas opciones cuando hay un ingreso masivo de mineral

2.2.3. Molienda, Cianuración y Adsorción

El mineral almacenado en la tolva de finos (mineral oxidado, mineral sulfurado y relave) es transportado mediante la faja N° 4 y 5 y alimenta al molino de bolas DENVER 5'x5', la descarga del molino, que tiene un Trommel con una malla cuadrada de 1/4" que sirve para quitar del circuito el mineral grueso o granza y la basura (trozos de madera, alambres, clavos, plásticos, etc.) va a una caja de bomba a través de canales rectangulares, de esta caja se bombea a un hidrociclón (D-6), la pulpa es clasificada y los grueso se dividen mediante un cortador en el underflow del hidrociclón recirculando el 30% al molino 5'x5' y el 70% a un molino de bolas DENVER 4'x4' de remolienda. A la salida de la bomba (bomba horizontal SRL 2.5"x2") y al ingreso del hidrociclón se han colocado trampas de amalgama (por los relaves que tienen mercurio y el oro charposo que en el molino al mezclarse se amalgaman).

Se esta montando un molino GRIEVE 5'x5' que alimentado por una faja N° 6 va a compartir el alimento del molino 5'x5' DENVER, del hidrociclón se va repartir todo el underflow entre el GRIEVE 5'x5' y el DENVER 4'x4' todo estos productos van a ser conducidos a la misma caja de bomba y se va continuar trabajando con la misma bomba modificando la velocidad de esta bomba y/o reemplazando por otra bomba 3"x3".

El mineral alimentado a este circuito es <3/4", la molienda se realiza con un porcentaje de sólido de 66 a 70%, es aquí en el molino Denver 5'x5' donde se agrega todo el consumo de cianuro de sodio y hidróxido de sodio, posteriormente se

va a adicionar al GRIEVE 5'x5' estas adiciones se hacen al mineral fresco que es lo mejor frente a las adiciones en otros punto, en el molino se duplica la fuerza de cianuro por la dilución en el molino, es aquí donde se disuelve entre el 75 a 85% del oro cianurable. El overflow del hidrociclón que tiene un porcentaje de sólidos de 42% se mantiene con un exceso de cianuro libre de 2000 a 2500 ppm y pH entre 10.5 a 11.0. En los tanques se mantiene una fuerza de cianuro que hace posible la extracción complementaria del oro, esto empieza con una fuerza de cianuro libre que va decayendo desde 2500 ppm en el tanque N° 1 hasta 350 ppm en el tanque N° 5.

La toma de muestra del circuito se hace en el overflow, se analiza el sólido y liquido de la pulpa con el cual se obtiene la ley de cabeza (se suman las leyes en función al porcentaje de sólidos).

En la etapa de Adsorción y Cianuración el mineral molido a 75% menos malla 200 se alimenta a los Tanques de Cianuración para continuar con la disolución del oro remanente. Se tiene un tanque 12'x 18' de 72 RPM e impulsor simple y cuatro tanques de 18'x18' de 36 RPM y doble impulsor, con esta cantidad de tanques se tiene capacidad para procesar 300 TMSD.

Se utiliza un solo hidrociclón y bomba para todos lo molinos, que es mas selectivo en la clasificación que dos o tres bombas y hidrociclones o Bomba y Hidrociclón para cada molino. Asimismo se emplea un DSM con malla 50 que elimina los orgánicos y sirve como sensor de clasificación del overflow, aquí se observa si la molienda es la adecuada para el proceso al generar arenamiento en la malla.

Esta pulpa fluye por gravedad a los 5 tanques de agitación, cada tanque tiene carbón activado a una concentración de 20 gr. carbón/ lt pulpa. Se ha colocado malla 50 a la salida de cada tanque como sensor de una posible pérdida por rotura de la malla interna de los tanques o molienda del carbón por algún desperfecto de los tanques.

Adsorbido el oro en solución, se extrae el carbón activado cargado por un elevador de pulpa por aire comprimido denominado “air lift” esta extracción se realiza periódicamente con una ley de oro en carbón de 8 a 12 gramos por Kilogramo de carbón. La pulpa y el carbón cargado se reciben en una zaranda estática 3’x 6’ que tiene una malla 20 donde se separan. La pulpa retorna al tanque y el carbón se lava para su posterior ensacado y ser transportado al área de desorción. Los carbones de los otros tanques se cosechan de la misma forma pero ya no se lavan solo se transfieren a los tanques siguientes. Se anexa el contenido mensual (estos cálculos están en función de 80TMSD) y distribución porcentual de finos:

CUADRO N° 2.2-1. Balance Mensual Molienda

<i>Producto</i>	<i>Peso</i>	<i>Leyes (g/TM)</i>	<i>Contenido (Kg.)</i>	<i>Distribución (%)</i>
	<i>TM</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>
<i>Cabeza (TMS)</i>	2400	19.977	47.94	100.0
<i>Sol Rica (m³) (*)</i>	3454	13.500	46.62	97.2
<i>Relave (TMS)</i>	2400	0.550	1.32	2.8

(*) Ley en g/m³

Figura 2.2-3. Principales ítems durante el proceso de molienda, cianuración y adsorción.

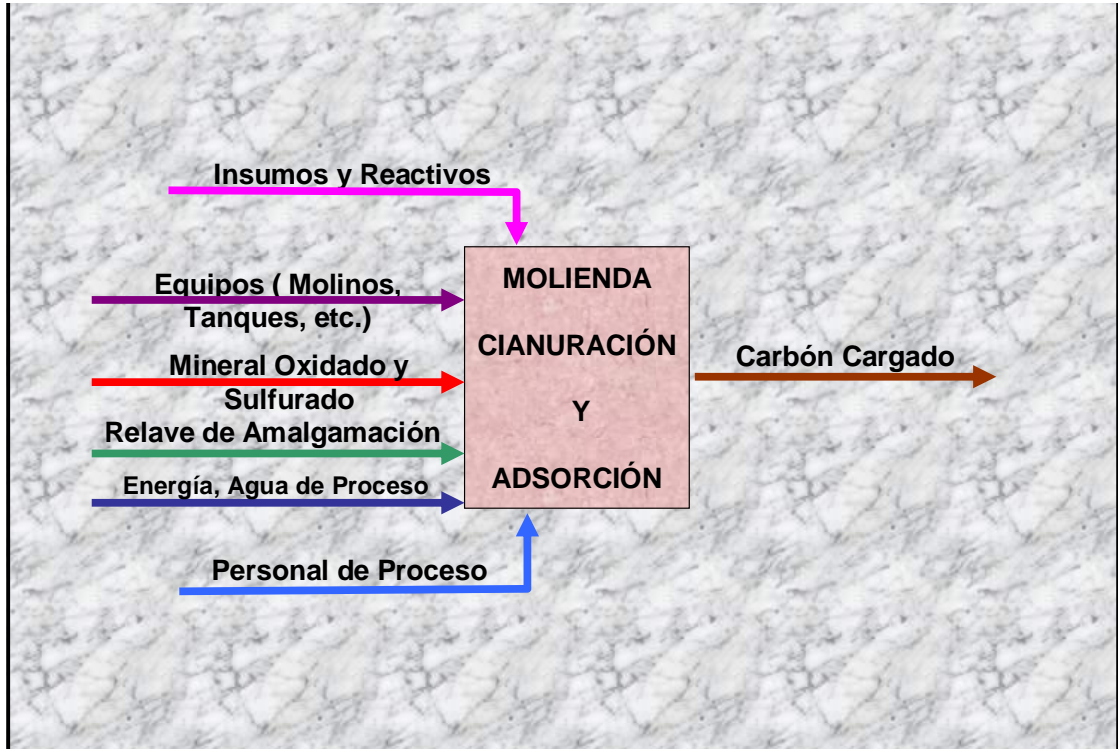


Foto 2.2-19. Molino Denver 4'x4', luego de cambio de chaquetas. Se inicio con 25TMSD las operaciones



Foto 2.2-20. Los 3 tanque 12'x12', para la capacidad inicial de 25 TMSD se tenía un tiempo de retención de 55 horas, la descarga del carbón se realiza vaciando el tanque completamente luego de 30 horas de cianuración batch, para poder evacuar la pulpa al tanque N° 2, Se observa el DSM en el piso que se utilizaba para lavar el carbón cargado



Foto 2.2-21,22. Molino Denver 5'x5', cuenta con un trommel que permite eliminar los gruesos y limpiar la pulpa, con este molino se amplio la capacidad a 50 TMSD, asimismo se montaron dos tanque de 18'x18' y se alargo un tanque 12'x12' a 18', con estos 5 tanques se tenia un tiempo de retención de 104 horas



Foto 2.2-23,24. Molinos 5'x5' y 4'x4', con estos dos molinos se subió la capacidad a 80TMSD, ambas descargas se colectan con canaletas hacia una bomba y hidrociclón que recircula la carga a ambos molinos, variando la relación de carga circulante se llegó a subir de 70 a 85 TMSD, manteniéndose actualmente en 80TMSD, se observa el tercer molino Grieve 5'x5' que está montando actualmente.



Foto 2.2-25. Tanque alargado 12'x18' y 4 tanques 18'x18' con un tiempo de retención para 80TMSD de 96 horas, se ha montado el hidrociclón, el DSM y la cosechadora de carbón sobre el tanque, con el montaje del tercer molino se va a incrementar a 120 TMSD con un tiempo de 64 horas de retención.



Foto 2.2-26,27. Trampas de Amalgama a la salida de la bomba y al ingreso del hidrociclón



Foto 2.2-28. Tanques 18'x18' en plena construcción montaje de molino Denver 5'x5'. Se observa al hidrociclón y DSM al costado de la tolva de finos, se tenía una capacidad de proceso de 25 TMSD, con estos montajes se paso a 50 TMSD



Foto 2.2-29. Tanques 12'x18' alargado y 18'x18' con el hidrociclón y DSM sobre el tanque, molino 5'x5' luego de ser montado.

COSECHADORA Y LANZA



Foto 2.2-30. Tanques 12'x18' alargado, 2 tanques 18'x18' y 2 tanques 12'x12' que aun se mantenían como tanques de colas, se observa la lanza para la cosecha del carbón activado y la cosechadora plana.



Foto 2.2-31,32. Situación actual de los tanques y molinos, 4 tanques 18'x18' y el tanque N° 1 alargado (tanque principal), los dos tanques 12'x12' se convirtieron en tanques de recepción de solución barren., los tanques 18'x18' N° 4 y 5 se encuentran enterrados a 1.5 metros, se va a construir dos tanques mas de 18'x18' que remplazaran al tanque alargado. Los dos molinos se encuentran al fondo de la foto, se esta preparando el tercer molino. Asimismo se observa el transformador de 22.9/0.44.

2.2.4. Desorción y Fundición

Una vez adsorbido el oro en el carbón activado, se pasa a la siguiente etapa que es el proceso inverso a la adsorción, la desorción.

El carbón cargado de oro y plata es enviado al área de Desorción y Fundición, donde el carbón se transfiere a un reactor de desorción que tiene capacidad 1 TM de carbón.

El proceso de Desorción y Electrodeposición consiste en recircular una solución que contiene 0.1% de cianuro de sodio, 1% de hidróxido de sodio y 15% de alcohol etílico a temperaturas alrededor de 80 a 85 °C entre el tanque de preparación, caldero, reactor de desorción propiamente dicho, el enfriador y la celda electrolítica.

La solución que sale del reactor es enfriada a 65 °C con la finalidad de minimizar las pérdidas por evaporación del alcohol etílico. Esta solución es enviada a la celda electrolítica que opera a una tensión nominal de 2.5 voltios para la electrodeposición de oro y plata sobre cátodos de lana de acero. Los carbones desorbidos son activados químicamente después de un ciclo de trabajo y previa eliminación de los carbones finos.

El precipitado obtenido se lleva a fundición obteniéndose un bullon de 50 a 60% de oro, 30 a 40% de plata este producto Dore, el cual es el producto final de todo nuestro proceso. En estas condiciones (sin refinar) se exporta.

En la actualidad se viene implementando el área de refinación. Se anexa el contenido mensual (estos cálculos están en funciona 80TMSD) y distribución porcentual de finos:

CUADRO N° 2.2-2. Balance Mensual Desorción Fundición

Producto	Peso	leyes (g/TM)	Contenido (Kg.)	Distribución (%)
	TM	Au	Au	Au
Carbón (Kg.)	5446	8.500	46.29	100.0
Dore (Kg.) (*)	108.65	42.3	45.96	99.27
Solución Strip (m ³)(**)	2.00	4.500	0.01	0.02
Carbón (Kg.)	5446	0.060	0.33	0.71

(*) Ley en % y (**) ley en g/m³

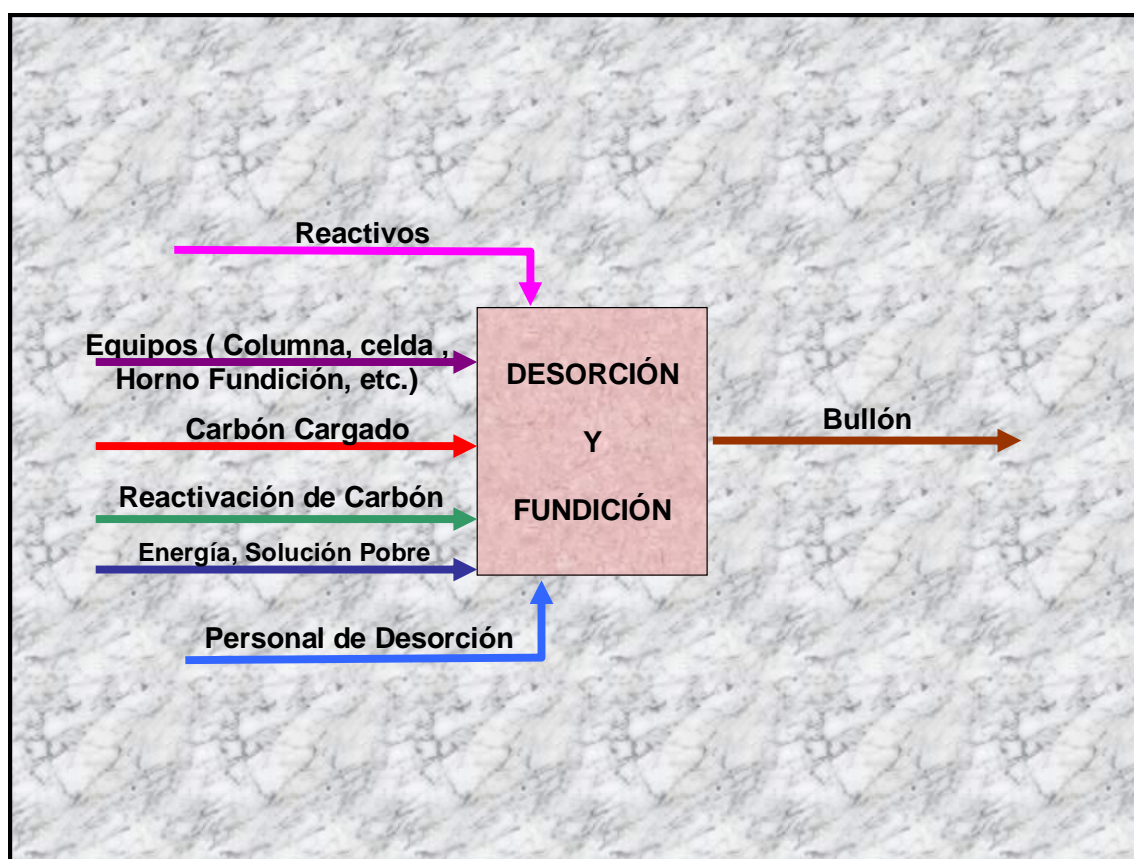
Figura 2.2-4. Principales ítems durante el proceso de desorción y fundición



Foto 2.2-33. Reactor, Caldero, tanque de paso, bombas, celda electrolítica y rectificador (en la foto no se van a observar)



Foto 2.2-34. Celda electrolítica en plena construcción, antes de ser revestido con fibra de vidrio.

2.2.5. Disposición de Relaves

La disposición final de los relaves del proceso se realiza por gravedad a una relavera recubiertas de geomembranas, el relave se transporta con 300 metros de tuberías HDPE 4" de diámetro.

La solución barren se bombea de la relavera a dos tanques 12'x12' (estos tanques fueron los reemplazados del circuito de cianuración inicial) con una tubería HDPE de 2" de diámetro y una electrobomba centrífuga Hidrostral de 2"x 1 1/2". La cantidad de solución retornada al circuito esta en el rango de 55 a 60%, el 22% de la solución queda retenido en el relave como humedad y el 20 a 25 % se pierde por evaporación debido al área expuesta de la relavera. El sistema de operación del depósito de relave es recirculación total, con efluente cero al medio ambiente.

Las características del relave y solución barren recuperada, se anexa el contenido mensual (estos cálculos están en funciona 80TMSD) y distribución porcentual de finos:

CUADRO N° 2.2-3. Balance Mensual Relaves de Cianuración

<i>Producto</i>	<i>Peso</i>	<i>leyes (g/TM)</i>	<i>Contenido (Kg.)</i>	<i>Distribución (%)</i>
	<i>TM</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>
<i>Relave (TMS)</i>	2400	0.550	1.32	2.8
<i>Solución Barren (m³)</i>	3454	0.096	0.33	0.71

Ley de solución barren en g/m³

Como se indica tenemos una pérdida de solución del orden del 40%, para bajar la alta pérdida de solución se está comprando un filtro de rodillos que permita recircular entre el 80 a 85% de la solución barren. Para depositar este relave filtrado ya se ha construido una relavera con una capacidad de 40,000 m³.

Figura 2.2-5. Principales ítems durante el proceso de disposición de relaves

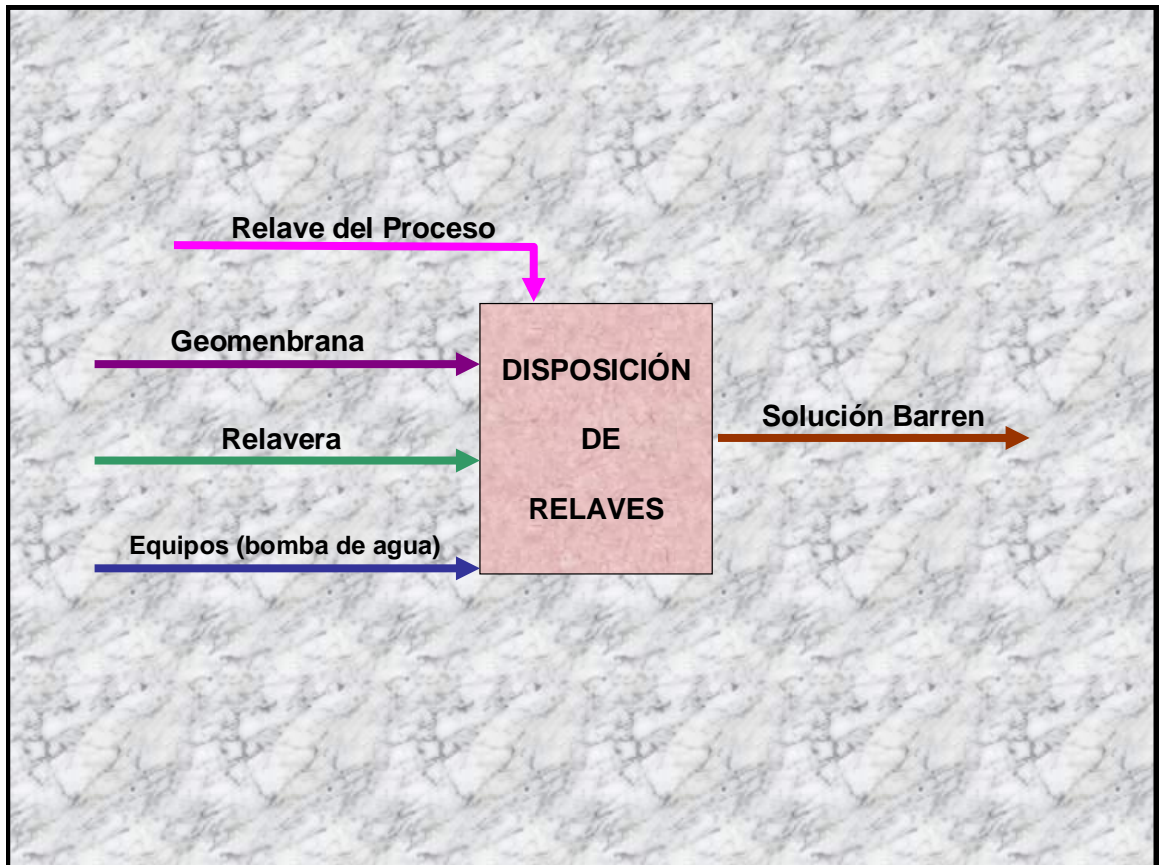




Foto 2.2-35. Relavera en plena puesta de geomenbrana.



Foto 2.2-36. Disposición del relave, la solución barren se recircula al proceso

2.3. BALANCE METALÚRGICO

Se presenta dos balances metalúrgicos reportados con leyes de cabeza altas y bajas respectivamente, el balance es reportado mensualmente y para un promedio de 80TMSD, de acuerdo a estas leyes se obtiene recuperaciones que van desde 92.65% para una ley de 10.335 gr. /TM hasta 95.85% con ley de 19.977 gr. /TM.

Si se reportan leyes de relaves altos (1.500 gr. /TM, por ejemplo), casos de minerales refractarios a la cianuración, se obtiene recuperaciones hasta de 84%. Caso contrario ingresar al proceso minerales con leyes de 20.000 gr. /TM y dóciles a la recuperación (ley relave con 0.200 gr. /TM) se recupera como solución hasta el 99% y como recuperación general hasta 97.60%.

El método de trabajo con todo estos casos es ingresar al sistema lotes con leyes promedios de 15 a 17 gr. /TM, asimismo combinar minerales dóciles y los refractarios a la cianuración; minerales oxidados, sulfurados y relaves de amalgamación para recupera en las trampas de amalgama el oro grueso y que aporte tanto mineral “duro” (cuarzo, sulfuro) y “suave” (óxidos, relaves y minerales molidos o “llampo”) para mantener una molienda de granulometría constante. La adición del cianuro de sodio y la soda cáustica en un solo punto (ingreso al molino) nos da una disolución mayor al 75% quedando hasta un 5% del oro soluble a recuperar en los tanques.

Con todo estos parámetros controlados se mantiene una recuperación final en todo el proceso entre el 93 a 95%.

CUADRO N° 2.3-1. Balance Mensual ley alta

<i>Producto</i>	<i>Peso</i>	<i>leyes (g/TM)</i>	<i>Contenido (Kg.)</i>	<i>Distribución (%)</i>
	<i>TM</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>
<i>Cabeza (TMS)</i>	2400	19.977	47.94	100.0
<i>Solución Rica (m3) (*)</i>	3454	13.500	46.62	97.2
<i>Relave (TMS)</i>	2400	0.550	1.32	2.8
<i>Carbón Cargado (Kg.)(**)</i>	5446	8.500	46.29	99.29
<i>Solución Barren (m3)</i>	3454	0.096	0.33	0.71
<i>Dore (Kg.) (***)</i>	108.65	42.30	45.96	99.27
<i>Solución Strip (m3)(*)</i>	2.00	4.500	0.01	0.02
<i>Carbón desorbido (Kg.)(**)</i>	5446	0.060	0.33	0.71
<i>Recuperación General</i>			45.96	95.85

(*) Ley en g/m³, (**) Ley carbón en g/Kg., (***) Ley en %

CUADRO N° 2.3-2. Balance Mensual ley baja

<i>Producto</i>	<i>Peso</i>	<i>leyes (g/TM)</i>	<i>Contenido (Kg.)</i>	<i>Distribución (%)</i>
	<i>TM</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>	<i>Au</i>
<i>Cabeza (TMS)</i>	2400	10.335	24.80	100.0
<i>Solución Rica (m3) (*)</i>	3454	6.800	23.48	94.7
<i>Relave (TMS)</i>	2400	0.550	1.32	5.3
<i>Carbón Cargado (Kg.)(**)</i>	2724	8.500	23.15	98.59
<i>Solución Barren (m3)</i>	3454	0.096	0.33	1.41
<i>Dore (Kg.) (***)</i>	54.33	42.3	22.98	99.26
<i>Solución Strip (m3)(*)</i>	2.00	4.500	0.01	0.04
<i>Carbón desorbido (Kg.)(**)</i>	2724	0.060	0.16	0.71
<i>Recuperación General</i>			22.98	92.65

(*) Ley en g/m³, (**) Ley carbón en g/Kg., (***) Ley en %

FIGURA 2.3-1. PROCESO METALÚRGICO

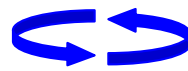
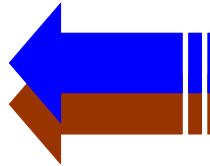
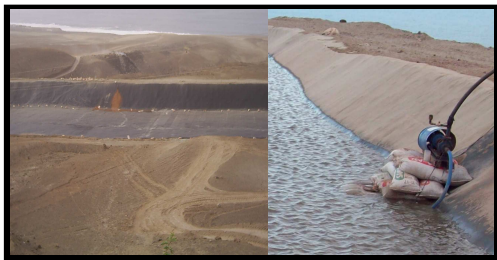
ACOPIO Y RECEPCIÓN



CHANCADO Y MUESTREO



DISPOSICIÓN DE RELAVES

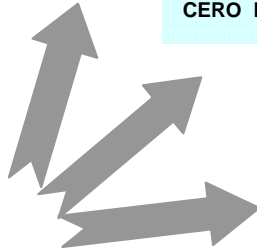


RECIRCULACIÓN DE
SOLUCIÓN BARREN
CERO DESCARGA

MOLIENDA, CIANURACIÓN Y ADSORCIÓN



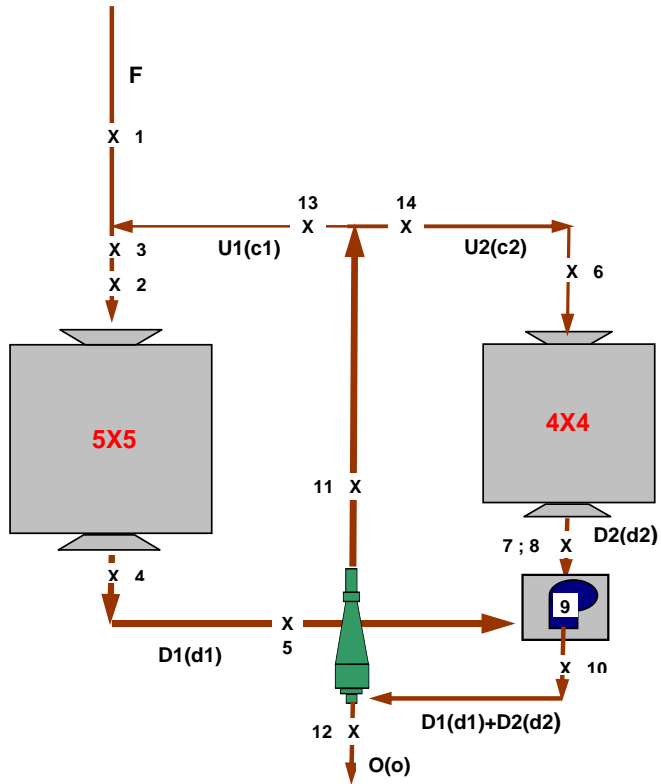
LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO



DESORCIÓN Y FUNDICIÓN



CUADRO N° 2.3-3. BALANCE DE MASA Y AGUA PROCESO ACTUAL, 80 TMSD



Datos de Planta

G.E.	2.7	%S	gr/lt	D
O	41.18	1350	1.429	
D1	55.02	1530	0.818	
D2	55.69	1540	0.796	
U1	74.34	1880	0.345	
U2	74.34	1880	0.345	
REL	76.86	1938	0.301	
D1*	63.15	1660	0.584	

factores o,d1,d2,c1 y c2

o	1.429
d1	0.818
d2	0.796
c1	0.345
c2	0.345

x2/x1	1.30
U1/F	0.58
F	80.00 TMSD
U1	46.21
U2	60.03
U2/F	0.75

BALANCE DE MASA Y AGUA PLANTA DE PROCESO

	TMS dia	agua m³/dia	pulpa gr/lt	% sol	Dil l/s	
1	alimento fresco	80.00	7.91	2342	91.0	0.10
2	adición de agua molino 5x5		49.80			
3	alimento al molino 5x5	126.21	73.66	1660	63.1	0.58
4	descarga de molino 5x5	126.21	73.66	1660	63.1	0.58
5	agua descarga molino 5x5		29.53			
6	alimento al molino 4x4	60.03	20.72	1880	74.3	0.35
7	descarga de molino 4x4	60.03	20.72	1880	74.3	0.35
8	agua descarga molino 4x4		27.04			
9	carga al cajón de bomba 2.5x2	186.24	150.95	1533	55.2	0.81
10	alimento hidrociclón D6	186.24	150.95	1533	55.2	0.81
11	UNDER FLOW	106.24	36.67	1880	74.3	0.35
12	OVER FLOW	80.00	114.29	1350	41.2	1.43
13	U1	46.21	15.95	1880	74.3	0.35
14	U2	60.03	20.72	1880	74.3	0.35

AGUA FRESCA	49.45		
SOLUCIÓN BARREN	114.29		
EVAPORACIÓN	19.90		
RETENCIÓN EN EL RELAVE	24.08		
RETORNO AL CIRCUITO (BARREN)	70.30	61.5	%
ÁREA DE TANQUES	0.78	138.0	m²
CONSUMO AGUA FRESCA OTRAS AREAS	4.68		

ALIMENTO A MOLINO 5X5	80.00
% DE HUMEDAD DE ALIMENTO	9.00 %
DESCARGA DE MOLINO 5X5	126.21
DESCARGA DE MOLINO 4X4	60.03
HIDROCICLON	
OVER FLOW	80.00
UNDER FLOW	106.24
ALIMENTO AL CICLON	186.24
x2/x1 CAUDAL molino 5x5/molino4x4	1.30

FACTOR DE EVAPORACIÓN	0.237	lt-hr/m²
ÁREA EXPUESTA A EVAPORACIÓN	3500	m²
PÉRDIDA DE AGUA EN LA RELAVERA	19.90	m³/dia

CAPITULO III

En este capítulo se resume y plantea las opciones de procesamiento disponibles actualmente para el tratamiento de minerales y concentrados de oro.

FUNDAMENTO TEÓRICO DE LA CIANURACIÓN DEL ORO Y LA PLATA

3.1. FÍSICO QUÍMICA DE LA CIANURACIÓN DE ORO

La habilidad del cianuro para recuperar oro de sus minerales ha sido conocida desde el principio del siglo XIX, pero no fue comercialmente explotado hasta fines de 1890.

El más importante descubrimiento concerniente al tratamiento de minerales auríferos fue hecho en 1846 por el químico alemán L. Elsner, quien demostró la solubilidad del oro en soluciones diluidas de cianuro de potasio. Pero fue J.S.Mc Arthur químico metalurgista en Escocia quien le dio significado a la ecuación de Elsner.



$$\Delta G = - 73.280 \text{ Kcal.} \quad \text{Eq. (1)}$$

Esta habilidad del cianuro para disolver oro de sus menas, no es selectiva, es decir, el cianuro forma complejos débiles o fuertes también con otros metales de

menas oxidadas, sulfuradas, tales como complejos de Cu, Zn, Co, Ag, Pb, Pd, Pt, Ir, Rh, Ru, Os, Cd, Hg, Fe, entre otros complejos con otros diez metales más.

Se han propuesto diversas teorías para explicar la disolución del metal oro por cianuración, siendo la teoría del oxígeno propuesta en 1846 por el químico alemán L. Elsner, la reacción química global (1), predominante:

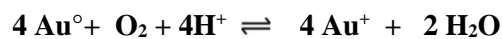


$$\Delta G = - 93.782 \text{ Kcal.} \quad \text{Eq. (2)}$$

3.1.1. Análisis termodinámico del oro

Validación científica de la reacción química global

Es bien conocido y termodinámicamente probado que el oxígeno no oxida al oro en un ambiente normal



$$\Delta G = + 43.340 \text{ Kcal.} \quad \text{Eq.(3)}$$

Pero el oro en presencia de iones cianuro en soluciones cianuradas alcalinas acuosas a pH operacional sobre 10, es fácilmente soluble, ocurriendo la formación de un complejo de oro estable.

De la ecuación (2):

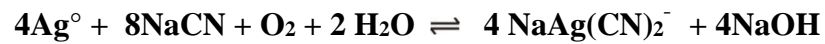


$$\Delta G = - 69.513 \text{ Kcal}$$

$$E_T^\circ = \frac{-\Delta G^\circ}{4 \times 23068} = \frac{-(-69513)}{4 \times 23068} = 0.753 \text{ Voltios} \cdot E_q(4)$$

$\Delta G^\circ < 0$ y $E_T^\circ > 0$, luego entonces el proceso ocurre espontáneamente.

Reacción similar para la plata

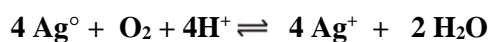


$$\Delta G = - 53.838 \text{ Kcal.} \quad \text{Eq. (5)}$$

3.1.2. Análisis termodinámico de la plata

Validación científica de la reacción química global.

Igualmente para la plata es conocido y termodinámicamente probado que el oxígeno no oxida a la plata en un ambiente normal.



$$\Delta G = - 39.634 \text{ Kcal} \quad \text{Eq. (6)}$$

Pero la plata en presencia de iones cianuro en soluciones cianuradas alcalinas acuosas a pH operacional sobre 10, es fácilmente soluble, ocurriendo la formación de un complejo de plata estable.

De la ecuación (5):



$$\Delta G = - 74.094 \text{ Kcal.} \quad \text{Eq. (7)}$$

$$E_T^{\circ} = \frac{-\Delta G^{\circ}}{4 \times 23068} = \frac{-(-74094)}{4 \times 23068} = 0,803 \text{ Voltios} \cdot E_q \quad (7a)$$

$\Delta G^{\circ} < 0$ y $E_T^{\circ} > 0$, luego entonces el proceso ocurre espontáneamente

3.1.3. Mecanismo de Corrosión del Oro y la Plata

3.1.3.1. Mecanismo de Corrosión del Oro

En un sistema termodinámico relativamente simple de este tipo Au - CN - H₂O

- H₂, el oro se disuelve con facilidad y las únicas condiciones que se requieren son:

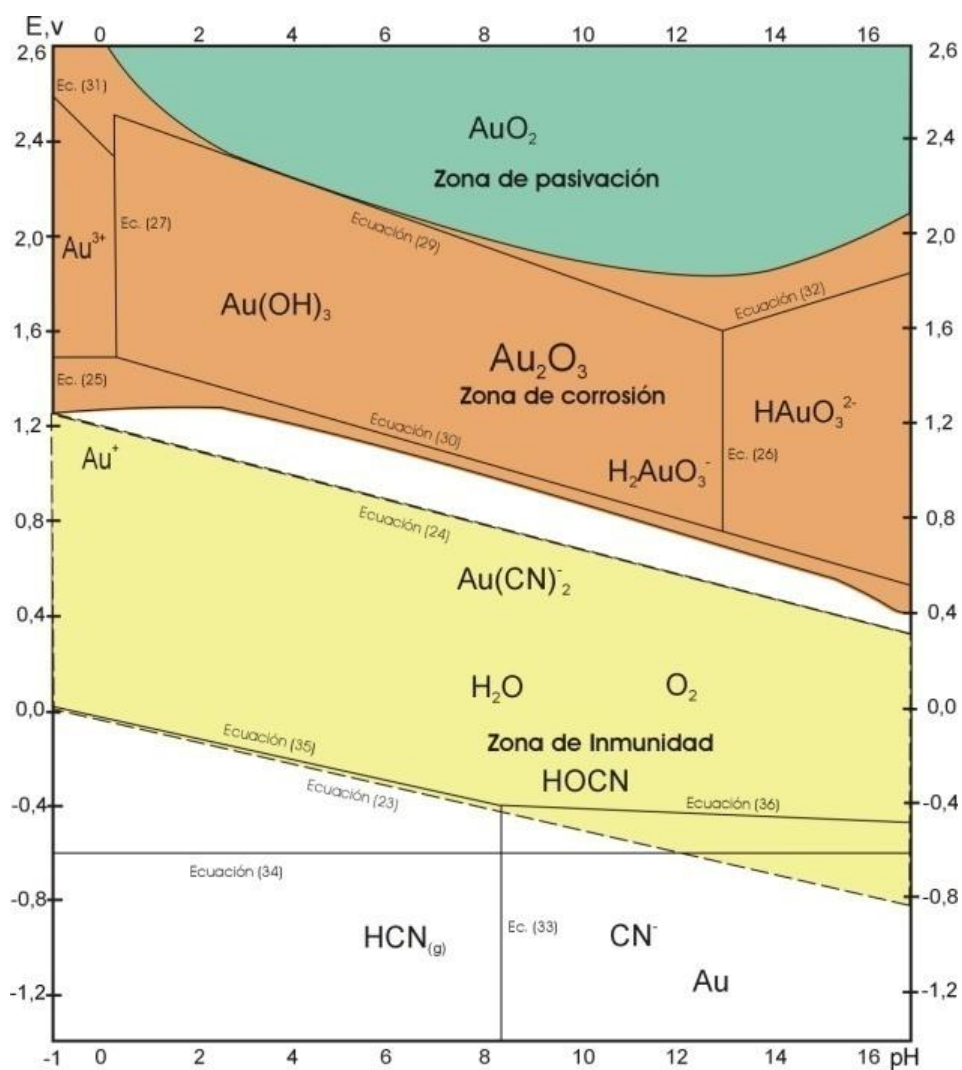


Figura 3.1-1. Diagrama de POURBAIX de Eh vs. pH para el sistema Au - CN - H₂O - H₂ a 25 °C a 1 atmósfera de presión atmosférica y 25 °C de temperatura ambiente.

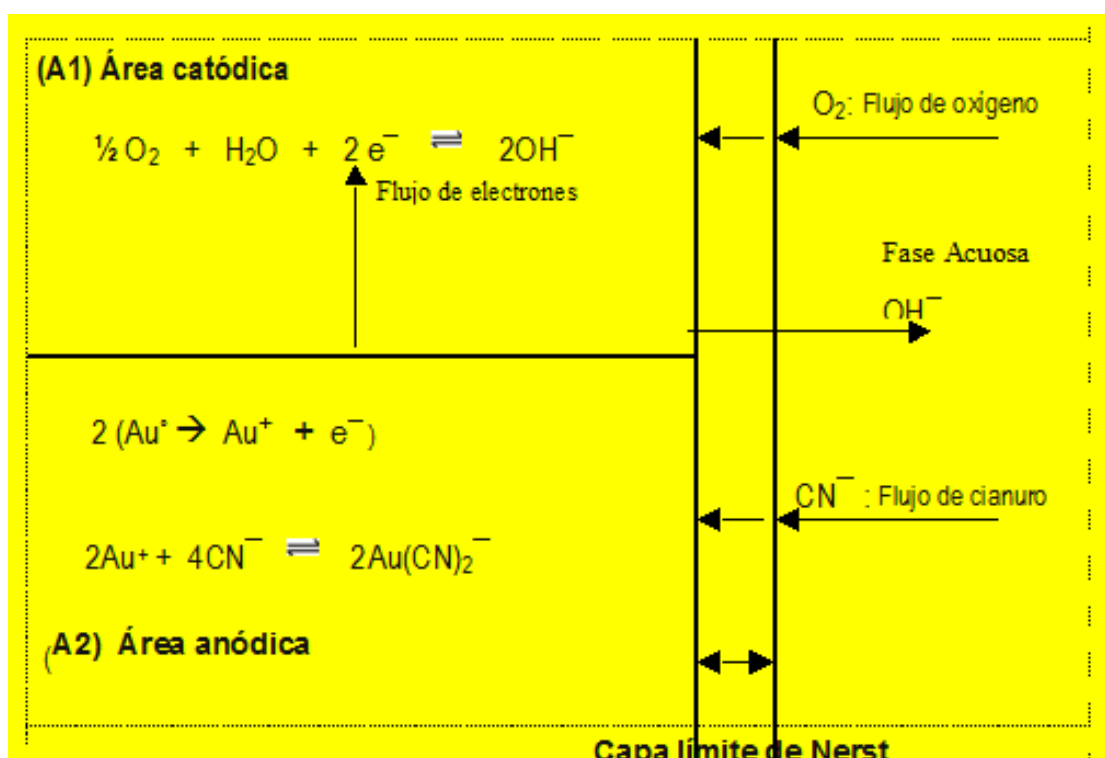


Figura 3.1-2. Mecanismo de corrosión del oro.

La corrosión de oro y plata es un proceso electroquímico de óxido-reducción que se da por la transferencia de electrones y de iones entre el metal (conductor electrónico) y el medio acuoso cianurado alcalino (conductor iónico o electrolito), es decir, es un proceso electroquímico en el cual el oro y la plata se disuelven totalmente en los sitios anódicos, mientras que el oxígeno es reducido en sitios catódicos y en donde el oxígeno y el agua producen la reacción catódica y el oro y plata metálicos produce la reacción anódica, el flujo de corriente entre los sitios netos catódicos y los sitios netos anódicos ocurre desde la zona anódica a la zona catódica y la diferencia de la concentración de oxígeno -como sustancia oxidante- entre el cátodo y el ánodo produce la fuerza de mando para la acción disolvente del cianuro en el proceso corrosivo del oro y la plata.

Las reacciones anódicas y catódicas son:

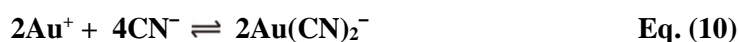
Reacción anódica:



Reacción catódica:



En la solución:



Reacción total de óxido-reducción:



$$\Delta G = - 46.891 \text{ Kcal.}$$

3.1.3.2. Mecanismo de la Corrosión de la Plata

La figura 3.1-3 muestra el diagrama de estabilidad POURBAIX de Eh vs. pH para el sistema Ag - CN - H₂O - H₂ a 1 atmósfera de presión atmosférica y 25°C de temperatura ambiente. El potencial de Eh esta basado sobre el electrodo estándar de hidrógeno y tiene unidades de voltios.

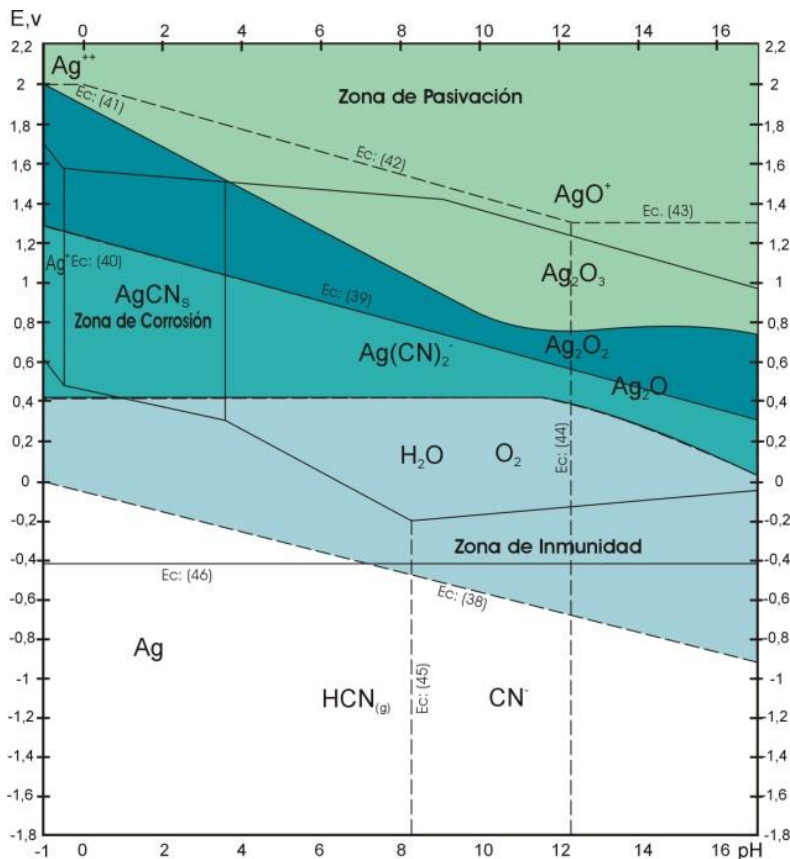


Figura 3.1-3. Diagrama de POURBAIX de Eh vs. pH para el sistema Ag - CN - H₂O - H₂ a 25°C a 1 atmósfera de presión atmosférica y 25°C de temperatura ambiente

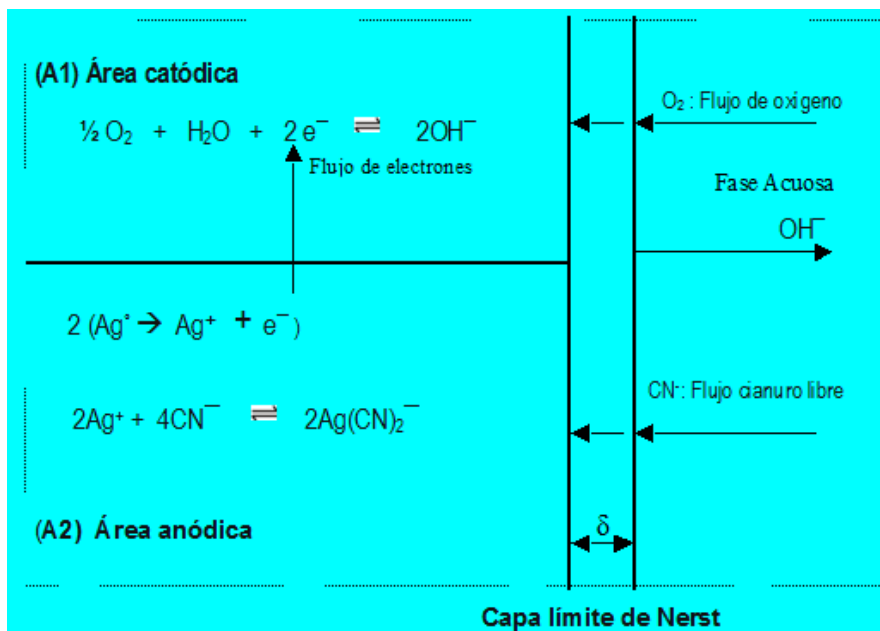


Figura 3.1-4. Mecanismo de corrosión de la plata

Las reacciones anódicas y catódicas son:

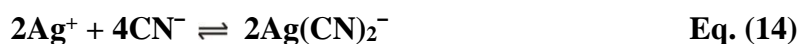
Reacción anódica:



Reacción catódica:



En la solución:



Reacción total de óxido - reducción:



$$\Delta G = - 37,047 \text{ Kcal.}$$

3.2. CINÉTICA DE LA REACCIÓN

La cinética de cianuración del oro y de la plata, en ambos casos, es controlada por la difusión. La rapidez de la reacción dependerá de la difusión a través la película de Nerst de los iones cianuro hacia el área anódica debido a la alta concentración de

oxígeno, y de la difusión del oxígeno hacia el área catódica a causa de la alta concentración de cianuro.

Como el tiempo en el cual se lleva a efecto las velocidades de reacciones químicas y electroquímicas es en gran parte el de la etapa de menor velocidad (conocida como etapa controlante) ,es necesario identificar ésta para poder incrementar su rapidez.

Una reacción físico-química en la cual se hallan involucradas una fase sólida y otra fase acuosa se consuma en las cinco etapas siguientes:

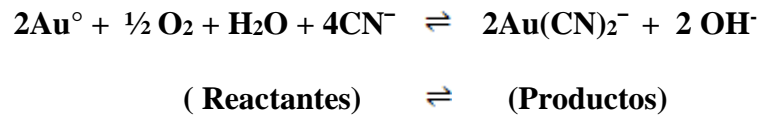
1. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interfase sólido – líquido.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
3. Reacción en la superficie.
4. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
5. Difusión de estos productos de la interfase sólido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

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión; mientras que las etapas 2, 3 y 4 están controladas por la rapidez de los procesos químicos. Por lo tanto, si la difusión es muy lenta una mayor agitación permitirá acelerar la reacción, y si ésta es retardada por los procesos químicos se debe incrementar la temperatura.

Evidencia cinética

Fue F. Habashi, quien demostró recientemente que el proceso de disolución, es de naturaleza electroquímica.

De la reacción (11), de naturaleza electroquímica:



$$aA(\text{fluido}) + bB(\text{metal}) = \text{productos fluidos o especies solubles} \quad \text{Eq.(16)}$$

En donde: La velocidad de difusión de A (fluido), especies solubles o reactantes, oxígeno disuelto [O₂, iones cianuro [CN⁻], desde la fase acuosa hasta la interfase metal – solución, mediante transporte de masa, viene dada por la ley de Fick:

$$\frac{-1}{A} \frac{dn_A}{dt} = \frac{D(C_A - C_M)}{\Delta\delta} \quad \text{Eq.(17)}$$

En Donde:

dn_A / dt : Velocidad de difusión por unidad de tiempo de los reactantes, [O₂], [CN⁻], en una dirección perpendicular a un plano de referencia de superficie unitaria de una celda galvánica en corto circuito en mg /s.

A: Superficie unitaria total de una celda galvánica en corto circuito, en cm².

a : { ½ y 4 } coeficientes estequiométricos de los reactantes.

D: Coeficiente de difusión del [O₂] y [CN⁻], en cm²/s.

$\Delta\delta$: Variación de espesor de la capa límite de Nerst, en cm.

Hechos de carácter cinético de la reacción electroquímica (11):

- Por cada 2 equivalentes del metal oro disuelto, fue consumido $\frac{1}{2}$ mol de O_2 .
- Por cada 1 equivalente del metal oro disuelto, fue consumido 4 moles de cianuro.
- Formación de hidróxido de sodio durante la disolución de oro y por cada 1 equivalente del metal oro disuelto se produjo 1 mol de hidróxido de sodio.
- Los experimentos demostraron que la disolución del metal oro y plata en $NaCN + O_2$, son de importancia práctica en el proceso electroquímico de corrosión de oro y plata.

El proceso electroquímico de corrosión de oro y plata se desarrolla mediante el funcionamiento de una celda galvánica en corto circuito, donde los electrodos (cátodo y ánodo) están en el mismo metal, el conductor electrónico es el mismo metal y el conductor iónico es el medio corrosivo [10].

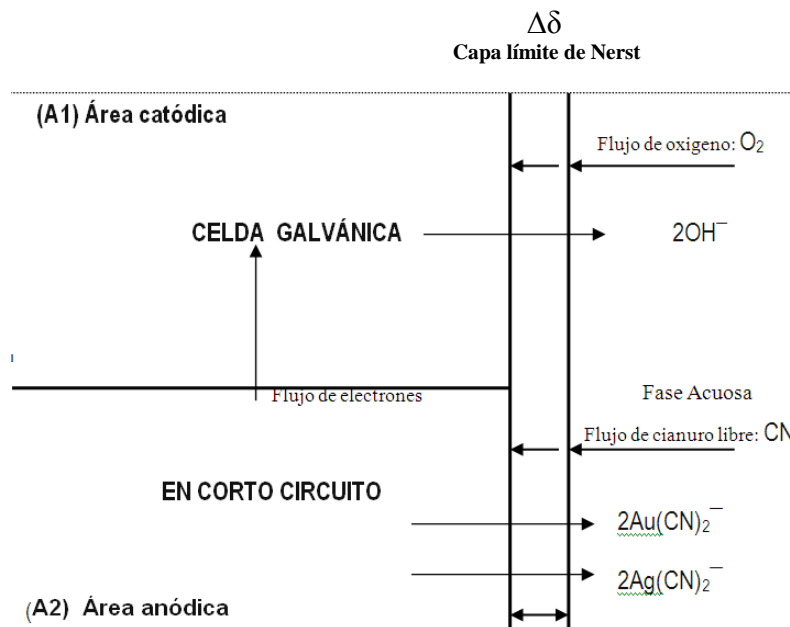


Figura 3.2-1. Mecanismo de control por transporte de masa y corrosión

La figura 3.2-1 muestra gráficamente esta hipótesis mediante un mecanismo de control por transporte de masa y corrosión. Observándose una celda galvánica en cortocircuito en donde el oxígeno toma electrones de cierta parte de la superficie metálica (zona catódica) y la vez que el metal cede electrones en otra parte (zona anódica y probablemente estos electrones sean cedidos de zonas de alta entropía localizadas en los límites de grano).

En la difusión de los reactantes, desde la fase acuosa hasta la interfase metal – solución atravesando la capa límite de Nerst o película fluida de la fase intermedia , y la difusión de las especies solubles o productos fluidos, $2\text{Au}(\text{CN})_2^-$, $2\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, 2OH^- , como productos de desorción de las reacciones electroquímicas de óxido-reducción de las superficies de los metales oro y plata, desde la capa límite de Nerst o película fluida a la solución cianurada alcalina acuosa, mediante un control por transporte de masa.

De acuerdo a ley de Fick , para él:

Área catódica:

$$\frac{adn_A}{dt} = \frac{d[\text{O}_2]}{dt} = \frac{D_{[\text{O}_2]} \cdot A_1 (C_A - C_M)}{\Delta\delta} \quad \text{Eq.(18)}$$

Área anódica:

$$\frac{adn_A}{dt} = \frac{d[\text{CN}_2^-]}{dt} = \frac{D_{[\text{CN}^-]} \cdot A_2 (C_A - C_M)}{\Delta\delta} \quad \text{Eq (19)}$$

En donde:

A_1 y A_2 : Superficies unitarias de una celda galvánica en corto circuito, en cm^2 .

C_A : Concentración $[O_2]_A$ y $[CN^-]_A$ en la solución cianurada alcalina acuosa, en mg/l.

C_M : Concentración $[O_2]_M$ y $[CN^-]_M$ en la superficie del metal, en mg/l.

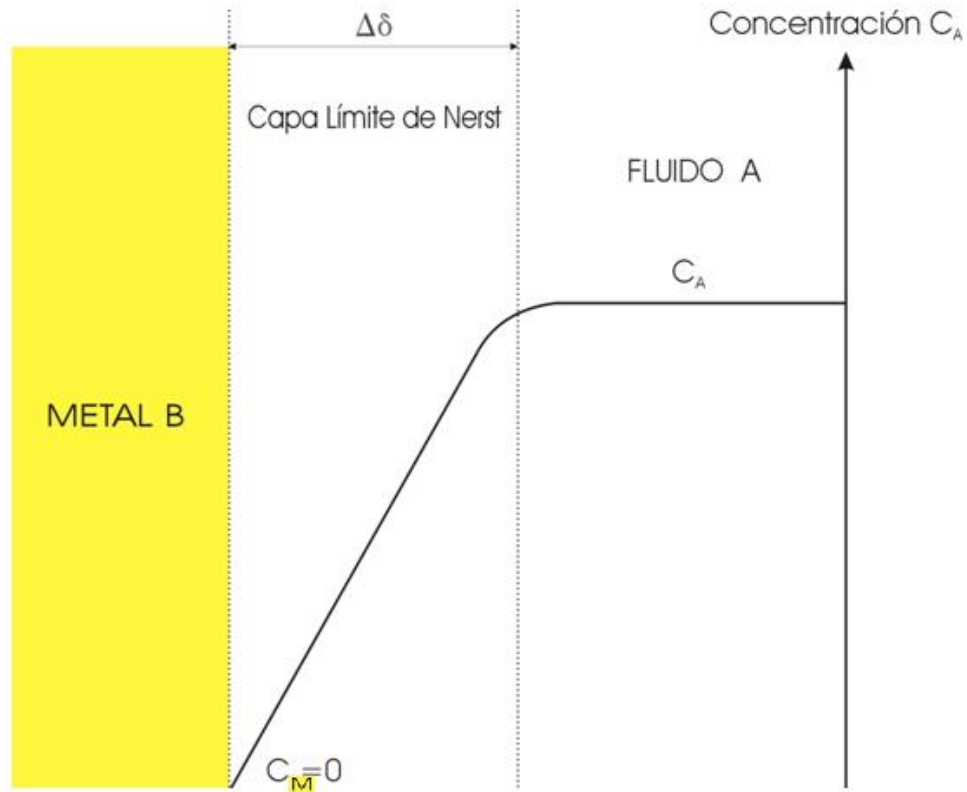


Figura 3.2-2. Perfil de concentraciones de transporte de masa.

De las ecuaciones (18) y (19), si se infiere que la velocidad de difusión de las especies solubles o reactantes de la fase acuosa a la interfase metal-solución sea máxima, entonces las concentraciones de $[O_2]_M$ y $[CN^-]_M$ en la superficie del metal se harán muy pequeñas

$$\text{Área catódica: } -\frac{d[O_2]}{dt} = \frac{D_{[O_2]} \cdot A_1 [O_2]_A}{\Delta\delta} \quad \text{Eq.(20)}$$

$$\text{Área anódica: } -\frac{d[\text{CN}^-]}{dt} = \frac{D_{[\text{CN}^-]} \cdot A_2 [\text{CN}^-]_A}{\Delta\delta} \quad \text{Eq.(21)}$$

De la ecuación química (11): para el caso del oro.



Por estequiometria se tiene que:

$$V_{\text{reaccion}} = \frac{-d(\text{Au})}{2 dt} = \frac{-d(\text{O}_2)}{1/2 dt} = \frac{-d(\text{CN}^-)}{4 dt} \quad \text{Eq.(22)}$$

Por lo que la velocidad de disolución del metal (V) es cuatro veces la del oxígeno y tan sólo la mitad de la del cianuro.

$$V_{\text{disolución}} = \frac{d(\text{Au})}{dt} = 4 \frac{d(\text{O}_2)}{dt} = \frac{1}{2} \frac{d(\text{CN}^-)}{dt} \quad \text{Eq.(23)}$$

3.3. VARIABLES QUE INFLUYEN EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

En nuestro proceso se debe tener presente todas las variables, ya que manejamos minerales de todo los tipos que clasificamos por causa de liquidación en oxido y sulfuros. El procesamiento de los minerales auríferos requiere el conocimiento de las menas que contienen el metal valioso. Por ello, se debe prestar importancia a reconocer las características mineralógicas de las menas, los tipos de depósitos, la distribución del oro, el tamaño en que se presenta y otros parámetros fundamentales que determinarán la selección de la técnica óptima a aplicar.

Se debe tomar en cuenta, también, los métodos de preparación y muestreos de los minerales auríferos, a fin de obtener datos que permitan estimar resultados y balances metalúrgicos confiables.

3.3.1. Tamaño de Grano

Dependiendo del método de cianuración a emplear, el tamaño de grano del metal precioso influye en su recuperación. Cuando la mena contiene oro grueso libre, la práctica común es recuperarlo mediante procesos gravimétricos antes de la cianuración, ya que estos podrían no disolverse en el tiempo disponible de lixiviación.

En nuestra operación el oro grueso y se tiene con mucha frecuencia en el mineral que se compra, al momento de alimentar a los molinos se mezcla con relave de amalgamación. Con el mercurio que tiene estos relaves se amalgama el oro grueso

del mineral y se recupera en las trampas que se tiene colocados en la salida de la bomba, a la entrada del hidrociclón, en las canaletas y en las uniones de las chaquetas del molino.



Foto 3.3-1. Oro Libre, Se observa cuando se “platea” o “puruña”

3.3.2. Concentración de Cianuro

La solubilidad del oro aumenta al pasar de soluciones diluidas a concentradas. Esta es muy baja cuando las soluciones contienen 0.005% de NaCN libre, creciendo lentamente y llega a su máximo cuando la concentración de NaCN libre supera el

0.25%. La solubilidad a 0.01% es 10 veces mayor que a 0.005%, y la mitad que a 0.25%.

En la operación que se lleva a cabo por tener minerales de diferentes tipos y agentes diversos se ha optado por adicionar todo el consumo que reporta el mineral al molino más 2000 a 2500 ppm de NaCN libre. Esta concentración de cianuro libre se reporta en el primer tanque y llega con 300 a 400 ppm en el tanque N° 5 (último tanque).

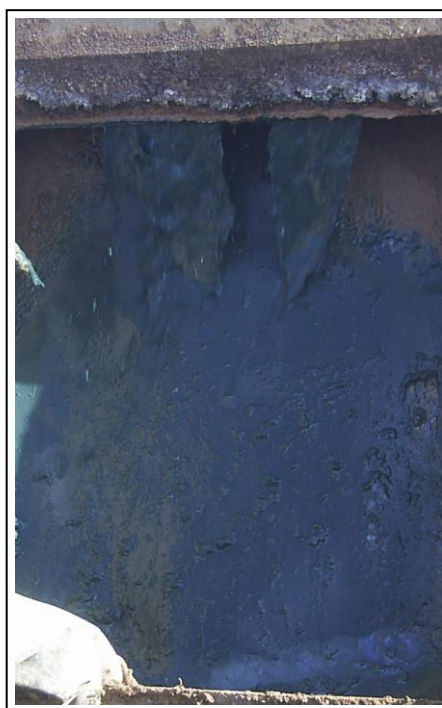


Foto 3.3-2.3. Caso de excepción, mineral oxidado con un consumo de 220 Kg/TM de NaCN, pH 2.5 (reporto un consumo de 35Kg/TM de NaOH, con una ley de 15.50 Oz/tc de oro y recuperación mas del 90%. Se observa el underflow (hidrociclón) y el overflow (DSM) con un alto contenido de cobre.

3.3.3. Concentración de Oxígeno

El oxígeno o alguna sustancia oxidante es necesaria para ayudar la acción disolvente del cianuro de sodio, ya que según se ha visto en la ecuación de Elsner el oxígeno se une al hidrógeno que podría ser liberado disminuyendo así las pérdidas de cianuro en forma de ácido cianhídrico. La descomposición del NaCN es facilitada por la afinidad del sodio por el oxígeno, con lo cual queda libre el CN naciente para unirse al oro. El más importante efecto de la extra aeración de la solución, es disminuir el consumo de cianuro. La proporción de disolución de oro con el cianuro crece con la cantidad de oxígeno presente.

Suministramos oxígeno indirectamente al momento de bombear la solución barren directamente a la entrada al molino, se crea una cascada con el underflow, mineral fresco y solución barren. Asimismo el draft de los tanques crea la suficiente turbulencia al crear la cascada generando una aireación continua.



Foto 3.3-4. Superficie de tanque 12'x12', la pulpa recirculando por el Draft, se pueden ver las burbujas de aire que ocasiona esta forma de agitación.



Foto 3.3-5. Superficie de tanque 18'x18' (velocidad de agitación 30rpm, estos tanques cuentan con dos impulsores) la pulpa recirculando por el Draf, al igual que el tanque 12'x12' (velocidad de agitación 30rpm) la suficiente agitación que permite mantener la pulpa aireada.



Foto 3.3-6. Caja de bomba, aquí se recolecta las pulpas de los dos molinos, estas pulpas están siendo aireadas indirectamente.

3.3.4. Alcalinidad Protectora

El uso del hidróxido de sodio en reemplazo de la cal es para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis, asimismo el manejo de este insumo es mucho más simple que la cal. No se necesita de un sistema de preparación como se requiere para la cal.

3.3.5. Dilución de la Pulpa

Para nuestro caso de lixiviación por agitación, la relación líquido sólido debe de ser el adecuado. Se está trabajando con un porcentaje de sólido entre el 40 a 42%, que permite mantener la pulpa y el carbón en suspensión y no crea problemas en la operación.

3.3.6. Temperatura

La elevación de la temperatura facilita la acción del cianuro hasta cierto límite, incrementando la disolución del oro. Por otro lado a mayor temperatura disminuye el contenido de O₂ disuelto en la solución.

La adición de todos los reactivos en la alimentación del molino (en promedio 4.5Kg NaCN/TM, 1.8Kg NaOH/TM) eleva 4 a 5 °C sobre la temperatura ambiente, con una aireación alta que se forma al recircular la carga circulante (se crea turbulencia en la tubería de transporte del underflow) permite una mejora bastante significativa hasta el punto de permitir que partículas gruesas sean lixiviadas en tiempos bajos de retención (en el molino).

3.3.7. Presencia de Impurezas

La presencia de elementos consumidores de cianuro en la disolución de oro ocasiona una pérdida del mismo por la formación de complejos estables de cianuro, y consecuentemente producirá una disminución en la eficiencia de la cianuración de oro; así tenemos elementos tales como el cobre, el zinc, el hierro, el arsénico, el antimonio, el mercurio, materia carbonacea, etc.

El problema se refleja en el alto consumo de cianuro que actualmente se esta reportando y se sigue incrementando. Lo que se esta haciendo en el proceso es mezclar minerales de bajo consumo con los de alta el cual reporta un consumo por ahora aceptable de 4.5Kg/TM de cianuro.

En el área comercial se penaliza al proveedor con el exceso de consumo de reactivos (cianuro de sodio y hidróxido de sodio).

3.4. TRATAMIENTO DE ORO REFRACTARIO

Se puede definir o entender como “oro refractario” a aquel que a pesar de presentarse en tenores interesantes en determinado mineral, no responde satisfactoriamente a determinado proceso convencional, en nuestra operación a la lixiviación en solución alcalina de cianuro.

Este comportamiento se pone en manifiesto en las pruebas que se realizan a cada muestra o lote de mineral que se recepciona esto es: baja extracción de oro, tiempo de retención prolongado y niveles altos en el consumo de reactivos.

¿Como lo tratamos?, el proceso convencional que se lleva con los parámetros operativos explicados permite solucionar en parte este problema que será recurrente.

Resulta evidente que debemos de definir estrategias que permitan enfrentarnos exitosamente a estos problemas, aun en ciernes, involucrados en el tratamiento de minerales auríferos refractarios.

CAPITULO IV

INGENIERÍA PARA LA PRODUCCIÓN

4.1. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

Mediante una correcta caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica del mineral, se plantean los parámetros de operación con el objetivo de lograr un porcentaje de recuperación mayor al 90%. El mineral que se compra y procesa tiene características muy diferentes entre las zonas productoras, esto hace que el mineral en el proceso se comporte de diferentes formas y se refleja en el consumo de cianuro de sodio e hidróxido de sodio. Se han recibido lotes que consumen hasta 300 Kg/TM de cianuro de sodio y minerales con consumo hasta 35 Kg/TM hidróxido de sodio, y bolas de acero, 1 a 2 Kg/TM.

La caracterización mineralógica determina la composición mineralógica, la ocurrencia y la distribución del oro.

Con la caracterización geoquímica se determinan los tenores de oro y plata de las muestras, esto se hace empleando Absorción Atómica y ensayo al fuego.

Debido al manejo de pulpas, es necesario determinar algunas características fisicoquímicas del mineral tales como: Densidad, nivel de acidez y porcentaje de retención de pulpa.

Con el fin de determinar respuestas del mineral frente al beneficio y extracción, y de esta manera predecir su comportamiento metalúrgico, se realiza

pruebas oculares de distribución del oro por fracciones granulométricas y grado de lixiviabilidad.

A continuación se presenta como se obtiene una caracterización de un lote o muestra de mineral:

- Caracterización Mineralógica, se procede a “puruñar” o plateo, lavado de 30gramos de mineral molido y separar el fino de lo pesado, que es un método rápido de poder observar de que minerales esta acompañado y poder predecir de que ley aproximado tiene el lote.

- Para la caracterización geoquímica se determina la ley mediante el ensaye al fuego con el método Newmont que determina la fracción entre grueso, oro charpas y/o oro libre, y la fracción fina, oro que no se puede observar y se encuentran en la estructura de los minerales.

- La característica fisicoquímica mas importante que determinamos es el nivel de acidez que nos cuantifica el consumo de reactivos, hidróxido de sodio, desde un pH bajo hasta pH 10.5 a 11.0

- Y como prueba final se determina la caracterización metalúrgica, en este caso determinamos el grado de lixiviabilidad, se realiza las pruebas en botellas que consiste en lixiviar usando cianuro de sodio y para mantener el pH hidróxido de sodio, se cuantifican estos parámetros para obtener los consumos y se determinan los contenidos de oro en la solución mediante Absorción Atómica que nos da el grado de lixiviabilidad.

4.2. PRUEBAS EN EL LABORATORIO QUÍMICO – METALÚRGICO

Las pruebas que se realizan en el laboratorio químico-metalúrgico tienen dos objetivos fundamentales:

1. Determinar los parámetros de consumo de reactivos, Cianuro de Sodio y Hidróxido de Sodio, y el grado de lixiviabilidad, porcentaje de recuperación. Estas pruebas se hacen bajo los siguientes pasos:

a) La muestra mineral procedente del área de muestreo y cuarteo, se toma una o dos muestras de acuerdo al lote de mineral (tonelaje alto o reproducibilidad de la prueba), estas muestras tiene una granulometría 100% menos malla 70.

b) Se realizan dos pruebas, la primera para el consumo de reactivos en botellas de 0.5 litros de capacidad, para esta prueba se adiciona una cantidad alta de cianuro de sodio (30Kg/TM) previamente se observa si es necesario agregar hidróxido de sodio, esta prueba se determina fácilmente repulpando 10 gramos de mineral y se mide el pH, si la lectura es superior a pH 6 se adiciona directamente el cianuro de sodio, si es menor previamente se adiciona hidróxido de sodio. En el primer caso al agregar una fuerte cantidad de cianuro de sodio indirectamente se eleva el pH por el contenido hidróxido que tiene las briquetas de cianuro y es suficiente para mantener un pH mayor a 10.

c) La segunda prueba para determinar el grado de lixiviación se realiza en molinos de bolas metálicos con capacidad hasta 1 Kg de muestra, estos molino tienen una carga de bolas de 1/2” y 3/4” con un peso de 6 Kg, con un tiempo de cianuración de 2 a 6 horas. Esta prueba reemplaza a las pruebas en botellas que duran 24 a 48 horas.

2. Los parámetros determinados se utilizan para las liquidaciones de los lotes de minerales, ya que se reporta el consumo de reactivos y la recuperación que son datos que se incluyen en una liquidación o valorización.

4.3. CONTROLES METALÚRGICOS

4.3.1. Área Acopio y Recepción

El control principal implantado en esta área de acopio y recepción es el trato al proveedor minero, esta gestión permite mantener un alto porcentaje de probabilidad que el proveedor opte por entregar el mineral a la planta.

4.3.2. Área Chancado y Muestreo

En esta área el control es máximo, debido que un error o una mala toma de muestra repercute en todo el proceso metalúrgico. Es en esta área donde se ha impuesto un fuerte control en la toma de muestra, en el cuidado de que una muestra no sea adulterada por el proveedor o un tercero.

Luego de pesar e identificar el mineral (óxido, mixto, sulfuro, relave) por lotes se procede al chancado e inmediato muestreo para llevar a los molinos “polveadores” donde se muele en seco a 100% menos malla 70, este material pasa al cuarteo donde se preparan las muestras testigos tanto para el proveedor, la planta y una tercera muestra dirimente. Todo el proceso es supervisado por un encargado del área, quién

esta atento a evitar una posible adulteración, no permitiendo que el proveedor este cerca de su lote de mineral.

Asimismo se hace un segundo muestreo y posterior cuarteo interno como seguridad y ver la reproducibilidad de la toma inicial de muestra, ambas muestras ingresan al laboratorio para determinar el contenido fino o ley de oro.

4.3.3. Área Molienda, Cianuración y Adsorción

Los controles metalúrgicos en esta área son los básicos que se enumeran a continuación:

- Granulometría del alimento: el mineral alimentado es 100% menos malla $\frac{3}{4}$ ", se alimenta mineral oxidado, mineral sulfurado y relave en una proporción de 1:1:1, 2:1:1 o 2:0:1 aproximadamente, esta combinación da unas condiciones de humedad entre 7 a 10% que evita la perdida de polvos, un buen porcentaje de finos como se ve en el cuadro adjunto y la suficiente cantidad de mercurio (este mercurio viene en el relave que los proveedores pierden al moler el mineral) que permite atrapar las charpas en las trampas de amalgama en la bomba y/o hidrociclón si es que antes la gran fuerza de cianuro que se adiciona en el molino no lo disuelve.
- Granulometría del overflow: Se mantiene a una granulometría 100% menos malla 150 y 70 a 80% menos malla 200, esta granulometría da el suficiente grado de liberación del contenido aurífero.
- Porcentaje de sólidos del underflow, overflow, salida de tanque 1 y relave. En los tanques se mantiene a un porcentaje de sólidos que oscila entre 40 a

42% que es el mismo porcentaje del overflow, en el underflow se trabaja con 55% de sólidos.

- pH: Para el control de la alcalinidad se trabaja con hidróxido de sodio, este reactivo se adiciona solo en el molino. EL pH de operación esta sobre 10.5 hasta 11.5.
- Cianuro libre en el molino, tanque 1 y relave: Este parámetro es el mas significativo, se agrega todo el consumo mas 1500 a 2000 ppm de exceso en el molino, es aquí el único punto donde se agrega el cianuro, en el tanque 1 y tanque 5 (relave) solo se cuantifica la cantidad de cianuro libre del proceso. Esta forma de adición nos asegura una disolución en el molino de más del 80% del oro soluble e incluye el oro “charposo” que solo se recuperaba con mercurio. El control de cianuro libre tiene una frecuencia de toma de muestra de 15 minutos el cual permite hacer los ajustes de adición en el molino.
- Leyes de soluciones y sólidos en el overflow (ingreso a tanque 1), salida de todos los tanques (se cuenta con 5 tanques): Para estos controles se toman muestras cada media hora y se acumula durante las 24 horas que duran las guardias, se leen las soluciones en un equipo de absorción Atómica de estos 6 puntos y los sólidos del overflow y salida del ultimo tanque se hace un composito semanal, se determina por ensayo al fuego que nos permite tener las leyes diarias promedio del alimento y relave , como también la cantidad de oro adsorbido por el carbón en cada tanque.
- Cantidad de carbón en cada tanque: Se mantiene una concentración de 20 gramos de carbón por litro de pulpa, el carbón se alimenta en contracorriente.

- Leyes de carbones, se monitorea las leyes cada ciclo de cosecha , en el mes se analiza 1 o 2 veces el contenido real de carbón, diario se trabaja en función alas lecturas de las soluciones que entran y salen en cada tanque que nos da otro valor muy cercano a los valores reales.
- Condiciones de operación de molinos, bomba, hidrociclón y tanques. Se revisa periódicamente y se toman las medidas correctivas inmediatas.

4.3.4. Área Desorción y Fundición

El carbón cargado de oro y plata es enviado al área de Desorción y Fundición, donde el carbón se transfiere a un reactor de desorción que tiene capacidad 1 TM de carbón.

El proceso de desorción y electrodeposición consiste en recircular una solución que contiene 1% de carbonato de sodio, 1% de hidróxido de sodio y 15% de alcohol etílico a temperaturas alrededor de 85° C entre el tanque de preparación, caldero, reactor de desorción propiamente dicho, el enfriador y la celda electrolítica.

La solución que sale del reactor es enfriada a 65 °C con la finalidad de minimizar las pérdidas por evaporación del alcohol etílico. Esta solución es enviada a la celda electrolítica que opera a una tensión nominal de 2.5 voltios para la electrodeposición de oro y plata sobre cátodos de lana de acero.

Los cátodos electrolíticos retirados de la celda electrolítica son sometidos a un tratamiento con solución de ácido sulfúrico para eliminar el fierro de la lana de acero

y otras impurezas. Los gases producidos del ataque ácido son neutralizados con una solución de hidróxido de sodio.

El cemento de oro y plata después de filtrado y lavado, se funde en horno a gas para crisol de 25Kg. Se adiciona bórax, nitrato de sodio, sílice y carbonato de sodio como fundente, obteniéndose luego un bullon con 93 a 95% entre oro y plata.

4.3.5. Área Disposición de Relaves

Se mantiene un especial control por la disposición de la pulpa, ya que debemos de formar un espejo de agua para recircular la solución barren y evitar la pérdida excesiva por evaporación.

4.3.6. Insumos

El control de consumo de los insumos se reporta al final de cada guardia y por escrito. El uso de insumos se realiza de acuerdo a parámetros de seguridad que los proveedores nos hacen llegar, en nuestro caso cianuro de sodio e hidróxido de sodio.

4.4. OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO METALÚRGICO, AMPLIACIONES

Este punto es el mas importante aporte de este informe, como se mencionó éste proyecto se inicio desde unas pruebas preliminares que se realizaron en la UNI para tratar un mineral aurífero sulfuroso proveniente de la zona de Chala – Arequipa, estas pruebas reportaron un alto consumo de cianuro, una buena recuperación pero

con una fuerza de cianuro igual al consumo y cianuración en molinos de laboratorio con una carga de bolas.

Es a través de estas pruebas como me familiarizo con el futuro proceso. El siguiente paso fue el montaje de la planta que debía tener solo lo básico, esto se describe en cada ítem siguiente:

4.4.1. Implementación, Cambios y Mejoras

El montaje de la planta en general se planeo hacerlo por etapas y para el tratamiento de mineral propio, al acabar la primera etapa y procesando el 100% del mineral de mina se tenía una capacidad de 30% disponible.

Con esta disponibilidad de capacidad se compra mineral a terceros, esta compra se tenía que acompañar con cambios en todas las áreas y en especial en el área de Chancado y Muestreo y crear el área de Acopio y Recepción. Asimismo elevar la capacidad de la planta para no sobre estoquear el mineral que se transforma en un capital estático.

Para describir todo este proceso recurriremos a detallar cada área:

4.4.1.1. Área Acopio y Recepción

Al iniciar las operaciones se trataba mineral proveniente de las minas de la empresa, y la planta estaba diseñada para tratar 25TMSD. Al empezar a recepcionar mineral de terceros se crea esta área que se convierte en el primer punto importante del proceso productivo. Se compra dos balanzas digitales de 1 TM de capacidad y se

construye las primeras lozas de concreto que sirven de almacén de los lotes de recepción. Asimismo se acondiciona la tolva de fino con un sistema para desviar el mineral chancado directamente al cargador frontal. Para el chancado de lotes pequeños se acondiciona una chancadora 6"x8", a posterior se coloca una faja y se culmina con una zaranda y una chancadora de quijada secundaria, actualmente se construye otro circuito similar, estos circuito chanca 100% menos 3/4", este chancado es lo suficiente para realizar el muestreo.

Asimismo se eliminaron las balanzas de 1 TM y se reemplazo por una balanza plataforma de 60 TN que reemplazo toda la incomodidad que lleva pesar saco a saco (sacos de hasta 120 Kg) y procesar las guías de pesaje.

Como área de acopio se expandió de las zonas aledañas a la planta otra zonas del sur como Puno y Cuzco, al norte Chimbote Piura, etc. Se cuenta con un equipo de acopiadores que trabajan en todas estas zonas como apoyo al minero.

Se construyeron campamentos para acoger a los mineros (proveedor) mientras dure el proceso de compra, todas estas infraestructura le permite al proveedor reducir costo (alojamiento y alimentación) y tiempo de traslado de la ciudad a la planta.

4.4.1.2. Área Chancado y Muestreo

Al iniciar el proyecto se contaba con un circuito de chancado abierto con una chancadora de quijada 6x8 tipo Denver, una chancadora cónica Kue-Ken de 1.2 pies de cabeza corta, zarandas y sus respectivas fajas, este circuito se diseño para recibir un mineral de 6 pulgadas como máximo y obtener un producto 70% menos 1/2".

El siguiente paso en esta área fue cerrar el circuito, implementando una faja más con la que se obtuvo un producto 100% menos 1/2" y una capacidad de chancado de 6TMH para el tonelaje inicial de la planta de 25TMSD era ideal. Al cambiar el rumbo de la planta hacia el acopio de mineral de terceros, fue necesario cambiar la chancadora 6"x8" por una 10"x16" y de igual forma la malla de la zaranda de 1/2" a 3/4" para obtener un producto 100% menos malla 3/4". Este cambio se hizo, para poder pasar de las 25TMSD a 50TMSD y posteriormente a 80TMSD. Teniendo la necesidad de comprar en promedio 80TM y alimentar al molino 80TM y esto hace que se tenga que chancar en promedio 160TMSD, debido que se utiliza el mismo circuito para ambos procesos.

Posteriormente se implemento un circuito con las chancadoras reemplazadas (6"x8" tipo Denver) para el chancado de lotes menores a 2TM, con el fin de aliviar al circuito principal.

Actualmente se esta construyendo un nuevo circuito cerrado de chancado con una chancadora de quijada 20"x24" y chancadora cónica de 2 pies para recibir mineral de hasta 12 pulgadas como máximo y obtener un producto 100% menos 1/4" y una capacidad de 15TMH que sumado al anterior se debe de tener una capacidad de hasta 300TMD de chancado. Asimismo circuito de chancado cerrados en otros punto de acopio, esto hace que el mineral que llega a la planta ingrese directo a la tolva de finos.

Respecto al muestreo, al tratarse mineral propio se tomaba la muestra de cabeza del overflow del hidrociclón. Al iniciarse el proceso de compra las tomas de muestra se hacen en la faja de salida de la chancadora cónica o en la cancha de recepción dependiendo del tipo de muestreo que el proveedor requiere.

Como paso final a este proceso se construyeron molinos “polveadores” de 30Kg de capacidad, estos molinos sirven para moler el mineral en seco de menos 1/2" a 100% menos malla70 para la entrega de las muestras a los proveedores.

4.4.1.3. Área Molienda, Cianuración y Adsorción

El proyecto inicial contaba con un molino 4x4 pies tipo Denver, bomba 1 ¼"x1 ½", hidrociclón de 4 pulgadas y tres tanques de 12x12 pies, este tenía una capacidad de 25TMSD para la producción de la mina era suficiente.

Iniciada la compra de mineral se implementaron dos tanques de 18'x18' y se alargó un tanque de 12 pies a 18 pies de altura, se montó un molino 5x5, eliminando el molino 4x4, esto nos incrementó a una capacidad de 50TMSD, se adicionaron dos tanques más de 18'x18' y se eliminaron los dos tanques de 12' usándolos como reservorios de solución barren, incrementándose la capacidad en tanques hasta 300TMSD.

Subir a 80TMSD fue sencillo, se volvió a utilizar el molino 4'x4', se cambió la bomba de pulpa a 2"x2 1/2" y un hidrociclón de 6 pulgadas, actualmente se está montando un molino 5x5 para la siguiente ampliación a 120TMSD y cambiar a una bomba de pulpa 3"x3" y con la mejora en el circuito de chancado de 100% menos 3/4" a 100% menos 1/4" llegar a 150TMSD.

Todas las obras civiles, construcción y montaje de tanques, montaje de molinos, montaje de circuito de chancado y modificaciones se realizaron y se realizan con el personal propio, esto da un valor agregado a toda la operación que no necesita de empresas especializadas en montajes y puesta en marcha.

4.4.1.4. Área Desorción y Fundición

Es un circuito nuevo que se creó este año, anteriormente los carbones se enviaban a Lima para ser desorvidos. La construcción y montaje de la columna, la celda de electrodeposición y el tanque de paso se realizó con el personal de la empresa. Se adquirió el rectificador y el quemador.

Para la fundición se tiene un horno de 30Kg de capacidad, actualmente se está obteniendo un dore con 93 a 95% de Au +Ag.

4.4.1.5. Área Disposición de Relaves

Se mantiene los parámetros de disposición de relaves establecidos en el estudio presentado al MEM, se va a implantar un filtro como alternativa a la fuerte evaporación, sería la primera planta en el Sur dedicada a la compra de mineral que trataría los relaves de cianuración de esta forma.

4.4.1.6. Laboratorio Químico Metalúrgico

Otra área crítica y sensible es el laboratorio. Se implementó en función al equipo de Absorción Atómica que se adquirió, esto es tratar las muestras de mineral en el menor tiempo posible para el reporte de consumo y recuperación que es crítico por los diferentes tipos de mineral que se procesa. En la zona se cuenta con un laboratorio que realiza ensayos al fuego de buena confiabilidad, costo bajo por análisis y de resultados rápidos (24 horas como máximo), se aprovecho de este

laboratorio para tercerizar el análisis de los lotes de compra, que es una buena alternativa por costo, mantenimiento y control de calidad de análisis que estos laboratorios si lo tienen por estar dedicados al rubro.

Con todos estos precedentes se implemento el laboratorio con un rodillo doble con capacidad para 8 molinos de bolas 8"x 8" que se utilizan para las pruebas de recuperación intensivas simulando el proceso de planta, asimismo pruebas de consumo de reactivos. Se construyo un pulverizador de anillos de capacidad de 200 gramos que se utiliza para las pruebas de consumo de reactivos y con la ayuda de la "puruña" (calculo empírico del contenido de oro aproximado, se simula una concentración gravimétrico en un plato cónico donde se observa el oro libre y de acuerdo a esta cantidad observada su aproxima el contenido de finos) se caracteriza el mineral. Asimismo herramientas de muestreo, herramientas manuales, reactivos e insumos, equipo de preparación de muestra, etc.

Se implemento el área donde se ubica el equipo de Absorción Atómica con todo lo necesario y se califico al personal para esta área.

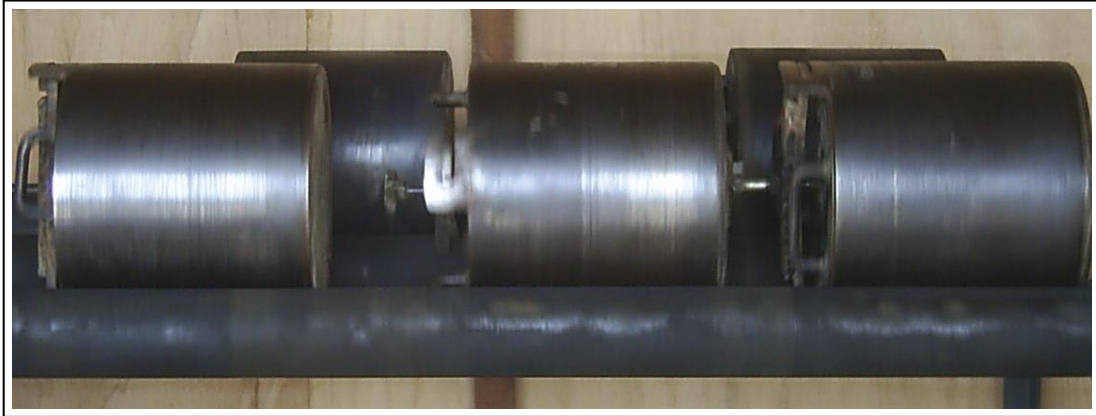


Foto 4.4 - 1,2,3. Molinos de bola de 8"x8", equipo de absorción atómica y plato para "puruñar".

Equipos básicos en el laboratorio químico metalúrgico



CAPITULO V

ALGUNAS CONSIDERACIONES ECONÓMICAS

5.1. COSTO DIRECTO

El costo que involucran procesar una tonelada de mineral desde el momento del acopio pasando por todo el proceso productivo hasta la exportación que involucra obtener el 90% esperado del contenido fino del mineral como dore es lo que denominaremos Costo de Proceso.

Este costo de proceso seria la suma de:

- Mano de Obra: Personal involucrado directamente en el proceso (operadores, técnicos, ingenieros). Esta Mano de Obra genera un costo de alimentación y planillas.

- Insumos: En nuestra operación el Cianuro de Sodio, Hidróxido de Sodio, Bolas, carbón activado, alcohol etílico, transporte de estos, combustible, energía eléctrica, agua.

- Variables: Análisis Químico, Ferretería, Primeros auxilios, etc.

- Depreciación de los equipos

- Gastos Administrativos

Todo estos Ítems se expresan en US\$/TM y que vendría a ser la maquila mínima, a partir de este valor nuestra operación es “operacionalmente” rentable.

Se anexa un cuadro (cuadro 5.1-1) de costos de la gestión 2008 en la cual se involucra todo los costos del proceso, se puede observar en este cuadro el promedio

depende directamente del tonelaje mensual procesado. A mayor tonelaje se llega a un costo de 39.8 US\$/TMS (diciembre 2008), operando los molinos 4'x4' y 5'x5'.

Otro punto que resaltar es el consumo de insumos, el promedio mensual disminuye de 5.5 a 4.6 Kg. /TM de cianuro e hidróxido de sodio a 1.2 Kg. /TM que representa 3 dólares menos por tonelada tratada.

En todos los conceptos hay una tendencia a la disminución de los costos por la sola causa de procesar un tonelaje mayor a 50 TMS, en nuestro caso ya se está procesando 80TMSD. Al cumplir nuestro objetivo con 150TMSD el costo de maquila debe de estar bordeando los 30 US\$/TM.

Este no es el único objetivo de este proyecto, se está formando un equipo de personas que viene a ser un costo que no se puede cuantificar, este costo es y será el principal aporte de todo este grupo de personas a la empresa y de la empresa al individuo.

5.2. VALORIZACIÓN DE MINERALES DE COMPRA

Típicamente los términos y condiciones en los cuales se compra minerales auríferos incluyen que la calidad del material tenga un valor comercial mínimo. El pesaje y muestreo se realizan de acuerdo con los métodos y normas usuales. Normalmente las recuperaciones pagables fluctúan entre 86% para sulfuros y 90% para óxidos salvo minerales refractarios que se paga de acuerdo a las recuperaciones que se reportan. La cotización internacional del oro es London Gold Fix Second (PM) y se aplican escalas de maquilas de acuerdo con el contenido fino del material, las mismas que fluctúan de acuerdo con las condiciones del mercado y la variación de los precios internacionales.

En la valorización se considera los siguientes parámetros:

- Peso Húmedo: Peso del Lote de mineral reportado de la balanza, se expresa en toneladas métricas
- Porcentaje de humedad (%Humedad): Tomada de una muestra del Lote al momento de descargar a la tolva de grueso, este valor lo reporta el laboratorio. Con este dato se obtiene el peso seco.
- Ley de mineral o contenido fino (Oz/tcAu): Que se representa en onzas de Oro por tonelada corta (oz/tcAu), Este valor se obtiene luego de procesar el mineral (chancado, muestreado y cuarteado) y enviado al laboratorio para su análisis químico por Oro y Plata, generalmente se pide que el análisis se haga por el Método Newmont que es especialmente para minerales que contiene oro grueso o charposo. Asimismo se considera el contenido fino de la Plata

si es mayor a 5 oz/tc se paga la diferencia entre el valor obtenido y 5 oz/tc, se considera 50% de recuperación.

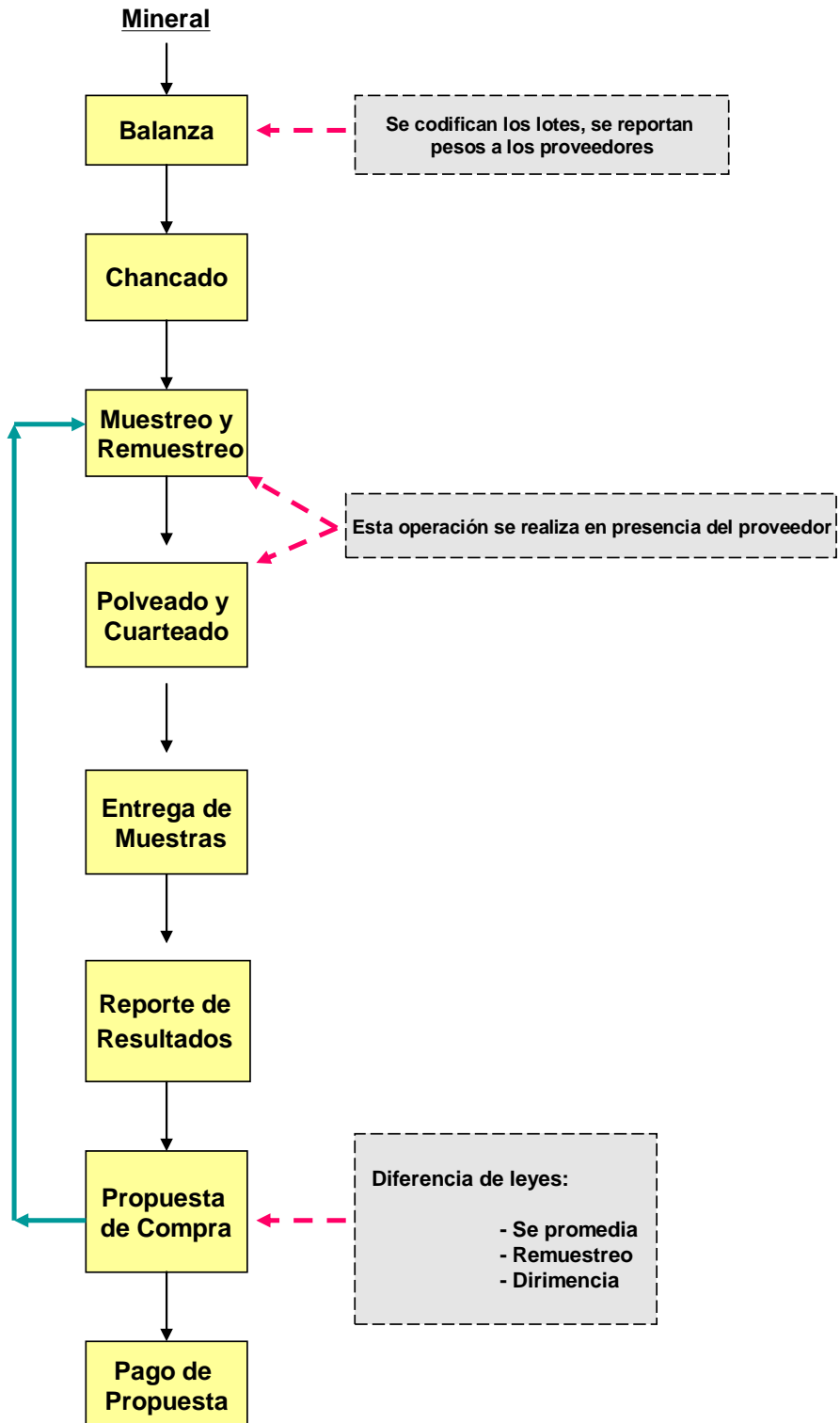
- Cotización o Precio Internacional (P.I.): especificado en dólares por onza (US\$/ozAu), se considera el precio del día de recepción del Lote.
- Maquila (US\$/TM): Este valor es propio de cada Planta, en nuestro caso se valoriza de acuerdo al contenido fino.
- Consumo Adicional o consumo de Cianuro (US\$/TM): Se reconoce 3 Kg. que esta incluido en la maquila, pasado este valor se cobra como exceso de consumo, el exceso de Hidróxido de Sodio (se reconoce 2 Kg.) no se penaliza asimismo el contenido de cobre ya que indirectamente el contenido de cobre y que es cianicida se refleja en el consumo de cianuro.
- Porcentaje de Recuperación (% Recup): Generalmente es 90% como valor máximo a considerar
- Protección de la fluctuación del precio internacional: Es un valor que aparece incluido en la formula de pago, varia de acuerdo a las condiciones del mercado.

Anexo un modelo de Valorización o Propuesta de Compra.

Cuadro 5.2-1. Ítems de una Valorización o Propuesta de Compra

Peso Húmedo	% Humedad	TMS	Ley Oz/tcAu	P.I. Au	Maquila	Consumo Adicional	% Recup	Valor TMS	Factor	Ag (oz/tc)	Valor Mineral
3.000	2.82	2.915	1.329	942.00	173.00	11.54	90.00	980.32	1.1023	6.80	2864.83

FIGURA 5.2-1 - DIAGRAMA DEL PROCESO COMERCIAL



CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. La importancia de manejar y llevar la operación de tratamiento de minerales auríferos a la par con el desarrollo de los trabajos de investigación y controles metalúrgicos han hecho que durante los tres años de constante labor en MC nos permitan mejorar a nivel industrial el control de parámetros operativos y adecuarlas al proceso pese a las limitaciones de instrumentación y/o control en líneas con los que aun no contamos.

2. El tratamiento de minerales auríferos, tanto dóciles y refractarios en todas sus presentaciones es posible aun con el método convencional adaptándolas algunas variantes operacionales. Indudablemente, la experimentación metalúrgica será la última instancia con la cual haremos frente al tratamiento de minerales auríferos refractarios.

3. Como planta dedicada a la compra de mineral aurífero y por ende la actividad económica principal se debe de mantener un estrecho vínculo con los proveedores que es el principal aportante y trabajar en función a este requerimiento.

4. No necesariamente la experiencia es un factor determinante para el desarrollo de un proyecto, como se demuestra en este informe, salvo la buena base teórica, investigaciones y pruebas a escala piloto me permita estar llevando a cabo este proyecto con completa satisfacción de la gerencia.

5. La construcción y montaje de todos los circuitos:

- acopio y recepción: balanza y losas.
- chancado y muestreo: fajas, tolvas, zarandas, molinos polveadores, equipos de muestreo.
- molienda cianuración y adsorción: fajas, montajes de molinos, tanques de lixiviación, bases de molinos y tanques.
- desorción y fundición: columna de desorción, celda electrolítica, tanque de paso, columna de reactivación química.
- disposición de relaves: relavera, tanques de solución barren.
- laboratorio químico metalúrgico: molinos de pruebas metalúrgicas, rodillos de agitación, pulverizadora, montaje de equipo de absorción atómica.

Esta fabricación y montaje redujo enormemente todos los costos que acarrea contratar una empresa fabricante y de montaje. Este ahorro permite hacer ampliaciones.

6. La puesta en marcha de una planta de tratamiento de minerales auríferos es factible si se cuenta con el equipo profesional y capital mínimo necesario. Queda demostrado en lo expuesto.

7. En el acopio (sacos metaleros), en el transporte (tolderas), en el chancado (se humedece al mineral), en el almacenaje (sobre pisos pavimentados) y al proceso metalúrgico (transporte por faja anchas) se esta adecuando a la guía ambiental de manejo y transporte de concentrados de minerales se esta orientando en función a la protección del personal, instalaciones y maquinarias y prevención de la contaminación y utilización eficiente de recursos.

BIBLIOGRAFÍA

- 1.- Misari Ch, Fidel. “METALURGIA DEL ORO”. Volumen I y II. Editorial CEPECT Lima - Perú Noviembre 1993
- 2.-Errol G. Nelly – David Spottiswod “INTRODUCCIÓN AL PROCESAMIENTO DE MINERALES” Editorial Limusa 1990
- 3.- Quiroz N, Iván. “OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES” Cuzco Septiembre 1986
- 4.- APUNTES DE CLASE DE METALURGIA EXTRACTIVA
Ing. Edwilde Yoplac Castromonte. UNI
- 5.- INFORMES MINERA CONFIANZA
- 6.- Pourbaix, M, “ATLAS OF ELECTROCHEMICAL EQUILIBRIA IN AQUEOUS SOLUTIONS”. Pergamon Press. New York - EE.UU. 1966

ANEXO

ANEXO 1

CUIDADOS CON EL USO DEL CIANURO DE SODIO

A. Enlace del cianuro

La compleja naturaleza del comportamiento de los cianuros puede explicarse por el enlace del radical cianuro.

El ión cianuro es un ión que contiene un átomo de carbono y uno de nitrógeno, tiene un enlace sigma y dos enlaces pi y dos orbitales enlazantes desocupados. Los dos primeros orbitales de su estructura se llenan con el número máximo de electrones, los otros orbitales están vacíos. Debido a que los orbitales sigma y pi (1 orbital y 2 orbitales) están llenos con electrones se comporta como un halógeno (flour, cloro, bromo o yodo). Esto trae consigo que alguna de las propiedades de, por ejemplo, el NaCl no serán radicalmente diferentes de las del cianuro de sodio.

Sin embargo su comportamiento pseudo halógeno no puede explicar la formación de complejos cianurados alcalinos metálicos con los metales de la serie periódica de transición (Au, Ag, Pd, Pt, Rh, Ir, Ru, Os, Fe, Zn, Ni). Los orbitales del ión cianuro pueden formar enlaces con los orbitales “d” “parcial o totalmente llenos de los metales de la serie de transición de la tabla periódica.

La contribución de un par de electrones bien del ión cianuro al metal o al contrario se conoce como enlace “reciproco” y explica la estabilidad de los complejos cianurados con metales. El ión cianuro tiene también un enlace triple $N \equiv$

C- Na⁺ y los enlaces triples de esta clase pueden romperse fácilmente; de aquí que pueden ser considerados completamente reactivos.

En síntesis el complejo comportamiento del cianuro se explica por el conjunto de los siguientes factores:

- Comportamiento pseudo halógeno del anión cianuro.
- Enlace recíproco mediante utilización de los orbitales antienlazantes desocupados que explican la estabilidad de las formaciones complejas.
- Un enlace triple que puede romperse fácilmente, que explica la formación del cianato/tiocianato.

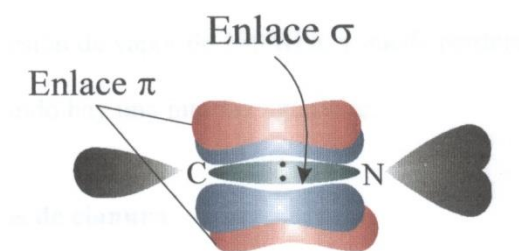


Figura ANEXO 1 -1. Enlace ión cianuro.

Cianuros orgánicos.- Son compuestos orgánicos que contienen el grupo de doble enlace,

$\text{N} = \text{C} - \text{Na}^+$ y se les denomina nitrilos o cianuros.

Dentro de ellos están las cianhidrinas ($\text{R}_2\text{C}(\text{OH})\text{CN}$) y los glucósidos cianogénicos ($\text{R}_1\text{R}_2\text{C}(\text{OR}_3)\text{CN}$) que pueden liberar iones cianuro en condiciones apropiadas de allí que presenten un comportamiento análogo al de los cianuros simples, otros organocianuros como el acrilonitrilo (CH_2CHCN) y el acetonitrilo (CH_3CN), se degradan para producir sus respectivos ácidos y amoníaco, mostrando en consecuencia un comportamiento diferente de las formas inorgánicas del cianuro.

B. Toxicidad del cianuro.

Un tóxico es un agente químico, físico o biológico que ejerce su acción sobre un organismo vivo produciendo un efecto dañino o perjudicial para la buena salud. El grado de toxicidad medido depende del organismo afectado y de la dosis del tóxico.

La toxicidad del cianuro en las aguas residuales de explotaciones mineras guarda relación con su forma y su concentración. El cianuro también está presente, en diversas formas, en los residuos sólidos generados por el tratamiento metalúrgico.

Una breve exposición al tóxico a una alta concentración de cianuro de hidrógeno en el aire mayor que 50 mg/m^3 ó 50 ppm (techo piel) de gas cianhídrico, puede provocar la muerte en cuestión de minutos, mientras que una prolongada exposición al tóxico a una concentración baja de cianuro de hidrógeno menor a 5 mg/m^3 (techo piel) ó 10 ppm (techo piel) de gas cianhídrico, puede resultar en síntomas relativamente menores como dolor de cabeza, fatiga, desvanecimiento, pérdida de apetito, náuseas. Síntomas similares resultan de repetidas exposiciones a bajas concentraciones.

C. Mecanismo de envenenamiento:

Por cualquier vía que haya entrado al organismo sea a través de la piel por envenenamiento cutáneo, a través de los pulmones por inhalación, tracto gastrointestinal cuando se haya ingerido en estado líquido, el cianuro ejerce su acción tóxica con extrema rapidez al introducirse en el plasma. El mecanismo de

acción se debe a la inactivación de ciertas enzimas que catalizan los procesos de oxidación en el tejido del cuerpo siendo el compuesto más afectado el citocromo oxidasa que es esencial para la utilización del oxígeno, su inactivación conduce a la asfixia celular y la muerte de los tejidos. Por esta detención de la oxidación resulta la asfixia del tejido. Esta asfixia involucra todos los órganos vitales, pero es más pronunciado en el sistema nervioso central en razón de que sus tejidos son altamente susceptibles a la deficiencia del oxígeno y la inutilización de sus tejidos da lugar a la suspensión de todas las funciones vitales y la muerte del organismo.

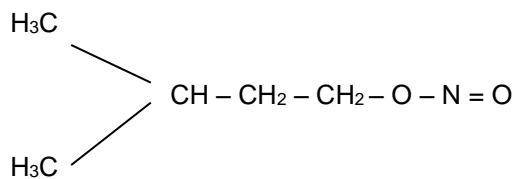
D. Síntomas de envenenamiento por cianuro:

- Enrojecimiento de los ojos.
- Dolor de cabeza, muerte paulatina de las neuronas, pérdida de la memoria, dificultad para hablar, embrutecimiento, estado de coma cerebral.
- Debilitamiento del sistema nervioso central (médula espinal).
- Disminución de las defensas del organismo.
- Zumbido de oídos.
- Debilidad en brazos y piernas.
- Palpitaciones.
- Vértigos.
- Dificultad para respirar, respiración rápida y acelerada.
- Salivación.
- Aturdimiento.
- Náuseas.

- Convulsiones.
- Colapso, y muerte del organismo.

E. Antídoto de uso de emergencia:

El Nitrito de amilo es un potente vasodilatador que al entrar en contacto con el sistema nervioso central, relaja el músculo liso.



Su composición química hace que sea altamente inflamable por lo que la recomendación es mantenerlo alejado de cualquier tipo de flama.

Su uso terapéutico actual es para contrarrestar los efectos de intoxicaciones por cianuro, se usaban anteriormente para tratar las crisis cardiacas en casos de angina de pecho. No siendo recomendable el nitrito de amilo para las personas que sufren de alguna enfermedad del corazón pues su inhalación puede ser fatal ya que provoca taquicardia.

El nitrito de amilo ésta limitado a contrarrestar la intoxicación por cianuro durante los primeros instantes de haberse detectado los síntomas de envenenamiento y se hace por inhalación partiendo la cápsula de nitrito de amilo y aspirando ésta por

las fosas nasales. No es fácil cuantificar las cantidades de nitrito de amilo que logran llegar al cerebro durante cada inhalación, sin embargo basta con una buena aspiración para conseguir la dosis activa mínima. Por otra parte, es prácticamente imposible alcanzar en una sola inhalación la dosis letal que se calcula en 2 mg.

Una sobredosis de nitrito de amilo produce una intoxicación aguda que se manifiesta por el rubor de la piel, vómitos, disminución notable de la presión arterial y parálisis respiratoria ocasionada por la elevada concentración de metahemoglobina en el plasma, para lo cual la recomendación de emergencia es la administración de azul de metileno por el profesional médico especialista, 0,1 ml/kg de solución al 1% por vía intravenosa durante 10 minutos.

Así mismo, un cuerpo médico especializado podrían determinar otros métodos de rápido auxilio de emergencia, en envenenamientos con sustancias químicas altamente tóxicas (ejemplo cianuro), mediante la aplicación médica de: HIDRATACIÓN, OXIGENOTERAPIA, ETC.

F. Formación del ácido cianhídrico

En la figura ANEXO 2 -2. Se muestra el diagrama de estabilidad POURBAIX de Eh vs. pH para el sistema CN - H₂O a 1 atmósfera de presión atmosférica y 25°C de temperatura ambiente. El potencial de Eh está basado sobre el electrodo estándar de hidrógeno y tiene unidades de voltios, a una concentración de 10⁻³ M.

Se consideran las siguientes especies: HCN, CN⁻, CNO⁻. Las especies estables están indicadas como cianuro libre (CN⁻). A potenciales bajos son los dominantes siendo predominante la especie ultima cuando el pH excede a 9,36.

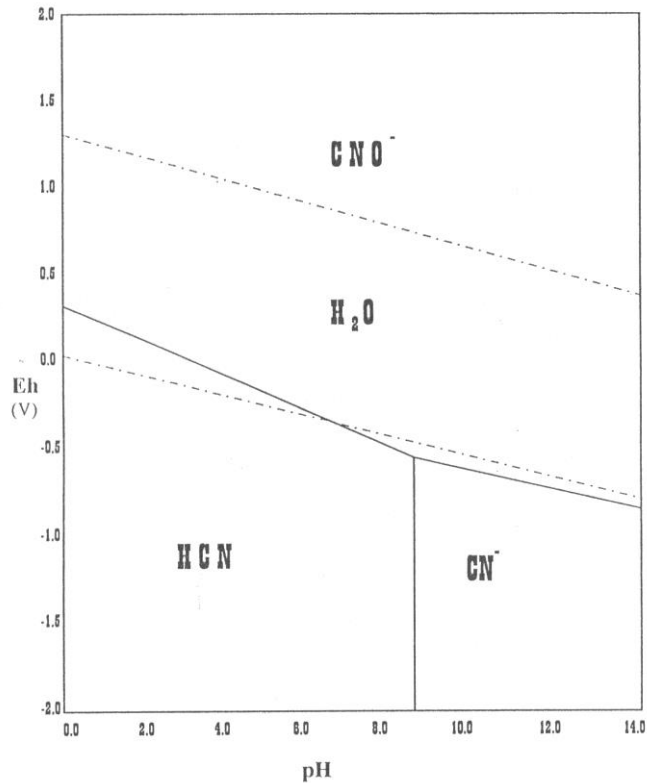


Figura ANEXO 1 - 2. Diagrama Eh vs. pH para el sistema CN - H₂O a 25 °C.

A potenciales altos, la especie estable es el CNO⁻, está inhibida por la baja cinética de oxidación de cianuro a CNO⁻ en soluciones aireadas.

El HCN a un pH cercano a 9,36, 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 el 90% está como HCN. Esto es importante ya que el HCN tiene una presión de 100 KPa (ó 0,99 atm) a 26° C, lo que hace que se volatilice con facilidad en la superficie de las soluciones, en condiciones normales del ambiente, causando pérdidas importantes de cianuro en la solución, con los consiguientes riesgos ambientales. Todo esto obliga a controlar cuidadosamente el pH operacional sobre pH 10.

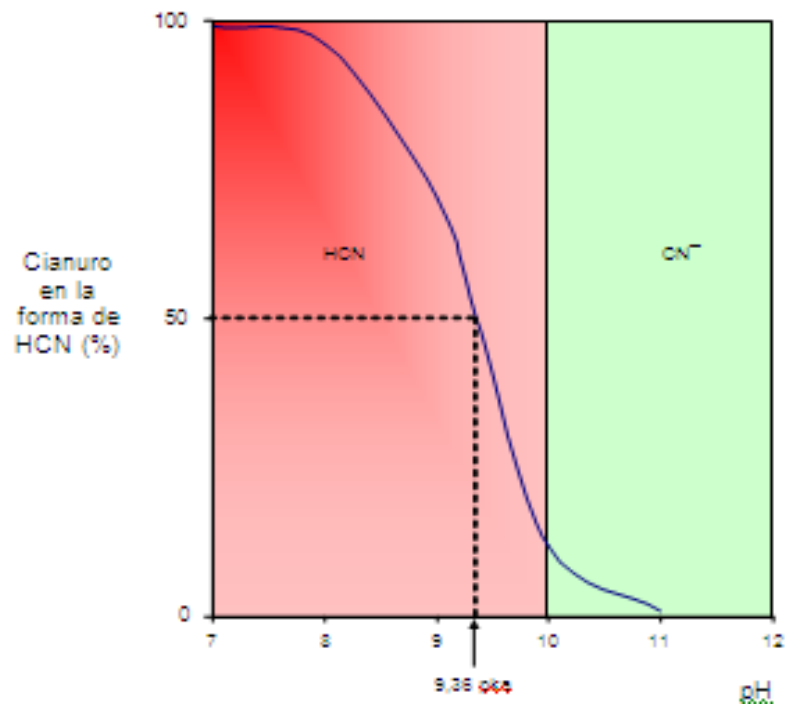


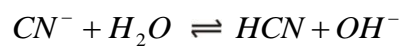
Figura ANEXO 1 - 3. Disociación entre el HCN y el CN libre a 26°C, mostrando la conveniencia de operar sobre pH 10.

G. Alcalinidad protectora.

Los factores que determinan la importancia del empleo del CaO en la cianuración son los siguientes:

- La adición de CaO eleva el pH a niveles mayores a 10,0, e impide la pérdida de cianuro por hidrólisis:

De la ecuación:



$$K_a = \frac{[H^+][CN^-]}{[HCN]} = 2,3 \times 10^{-10}$$

$$pK_a = 9,36 \text{ (} 20 \text{ }^\circ\text{C)}$$

De esta reacción:

$$pH = 9,36 + \log (CN^-)/(HCN)$$

Se deduce, que la formación total de ácido cianhídrico ocurre por debajo de pH 9,36 .

La relación de la ecuación es sumamente importante porque los procesos de extracción de oro por cianuración se conducen a un pH de 10,5 donde la mayor parte de cianuro libre esta en forma de CN^- .

Para un pH inferior a 7, todo el cianuro está relativamente presente en forma de HCN.

Existiendo un (WAD CN^-) cianuro disociable con ácido débil, el cual es un término analítico utilizado para designar a los compuestos de cianuro que se disocian bajo reflujo, con ácido débil, esto ocurre normalmente alrededor de pH 4,5.

Y un (SAD CN^-) cianuro disociable con ácido fuerte, el cual es otro termino analítico utilizado para designar a los compuestos de cianuro que se disocian bajo reflujo, con ácido fuerte, esto ocurre normalmente alrededor de pH 0,5.

Para un pH superior a 7 las proporciones relativas apropiadas de CN^- y HCN varían de acuerdo a la tabla ANEXO 2 -1

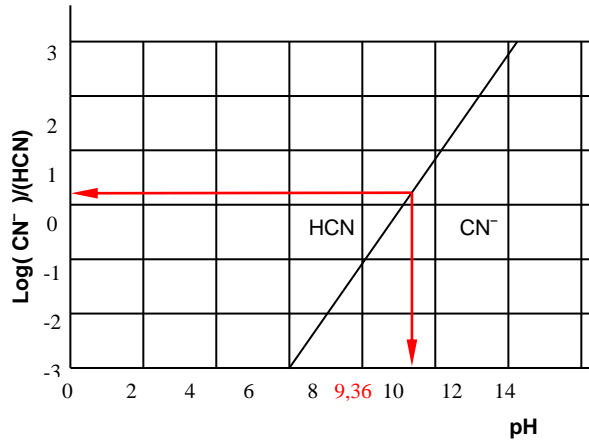


Figura ANEXO 1 - 4. Que indica la formación de ácido cianhídrico por debajo de pH 9,36.

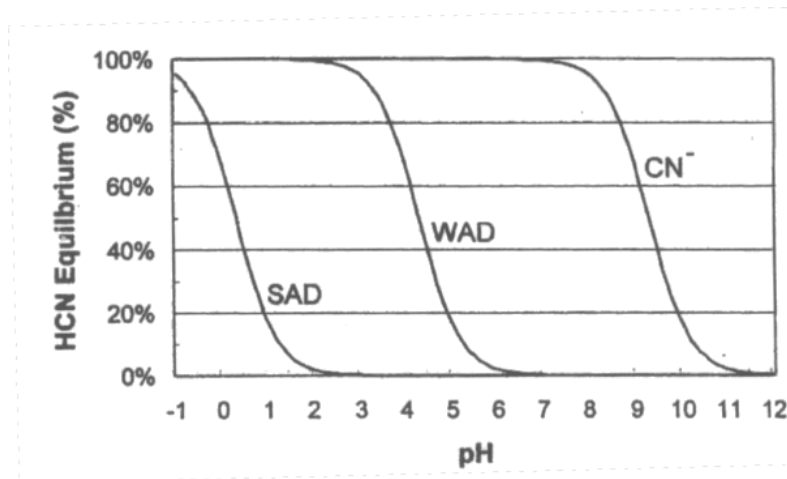
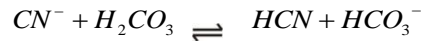
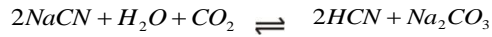


Figura ANEXO 1 - 5. HCN en equilibrio (%) vs. pH.

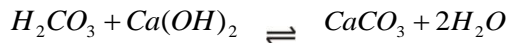
Tabla ANEXO 1 - 1. Especificaciones de cianuro libre en función del pH.

pH	HCN (%)	CN ⁻ (%)
7	> 99	< 1
8	96	4
9	70	30
9,36(pka)	50	50
10	12	80
11	< 1	> 99

La adición de CaO evita la pérdida de cianuro por acción de CO₂ del aire:



La cal también neutraliza el ácido carbónico formado que es más fuerte que el ácido cianhídrico produciendo carbonato de calcio el cual es inerte en el proceso.



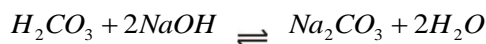
En aguas de procesos industriales en mina, el CaO también es importante en la cianuración porque:

Descompone los bicarbonatos presentes en el agua de proceso que es empleada en la cianuración.

Neutraliza los compuestos ácidos tales como sales ferríticas, sulfato de magnesio, etc., que acompañan al agua de proceso; los compuestos ácidos de la mena y los compuestos ácidos resultantes de la cianuración.

Ayuda a la sedimentación de partículas finas en suspensión. Actúa como depresor de lamas.

El hidróxido de sodio, también, eleva el pH a niveles mayores de 10,0, he impide la pérdida de cianuro por hidrólisis, neutraliza el ácido carbónico formado produciendo bicarbonato de sodio el cual es inerte en el proceso.



ANEXO 2

FLOW SHEET PLANTA DE BENEFICIO, DISPOSICIÓN DE EQUIPOS

