

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALÚRGICA



MEJORA DEL PROCESO DE CIANURACION DE ORO
EN MINERA DYNACOR DEL PERU S.A.C.

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO
METALURGISTA

PRESENTADO POR:
RUBEN PELAYO LEYVA CRUZ

LIMA - PERU

2010

DEDICATORIA

A la memoria de mi madre Gregoria
a mi padre Antonio y hermanos, como
muestra de agradecimiento y aprecio
por la invaluable ayuda para mi
formación profesional.

A mi esposa Olga y
mis hijos, Miguel Ángel
Marjoriet y Arjun, por
ser el motor y motivo
de estímulo y superación

AGRADECIMIENTO

Por el presente, hago llegar mi agradecimiento al Ing. Iván Quiroz Núñez, Director General de Minera Dynacor del Perú S.A.C., al Ing. Jorge Luís Cárdenas Cabrera, Gerente General de Minera Dynacor del Perú S.A.C., quienes con su invaluable apoyo y recomendaciones, me orientaron para realizar los trabajos en Planta y luego poder transcribirlos en este informe.

Así mismo mis agradecimientos a todo el personal que labora en la Empresa Minera Dynacor del Perú S.A.C., que con su apoyo desinteresado, ayudaron a realizar el presente trabajo.

Y también agradecer a la Empresa Minera Dynacor del Perú S.A.C. por brindarme la oportunidad de poder desarrollarme profesionalmente.

RESUMEN

En el presente informe, se describen los fundamentos teóricos y el proceso que se sigue en la EMPRESA MINERA DYNACOR DEL PERU S:A.C., que tiene en operación la Planta de Beneficio Hacienda Metalex, también se presentan algunos trabajos que se realizaron para incrementar la producción de oro, mejorar la recuperación y disminuir en lo posible los costos operativos, también siempre con la consigna y compromiso de ir cada vez mejorando el deposito y manipulación de reactivos químicos y un excelente manejo y deposición de los relaves originados por el procesamiento de los minerales auríferos con el cianuro de sodio.

Los trabajos realizados son:

- 1.- Incrementar la producción y mejorar la recuperación de oro.
- 2.- Efecto de variar la molienda en la recuperación del oro.
- 3.- Procesamiento de minerales de oro con contenidos de cobre.

Con los trabajos realizados, procesando 120 TMSD, nuestro tiempo de residencia inicial era de 42.30 horas, y la recuperación promedio era de 91.47%, se incremento el tiempo de residencia a 49.07 horas, se logro subir la recuperación a 93.11%.

TOTAL PROCESADO					Gramos Au	%
TMS	Oz Au/Tc	Gramos Au	Tmsd	%-m200	Recuperado	Recuperación
1342.64944	0.624	28724.7302	120.10	90.01	26159.504	91.07
1088.65847	0.682	25455.6836	119.85	90.11	23269.040	91.41
2506.36787	0.775	66597.0898	119.68	89.99	61009.594	91.61
1952.36521	0.701	46923.2206	118.96	90.21	42954.131	91.54
6890.04099	0.710	167700.724	119.58	90.08	153392.269	91.47

Cuadro N° 1. Balance metalúrgico inicial a 120 TMSD.

TOTAL PROCESADO					Gramos Au Recuperado	% Recuperación
TMS	Oz Au/Tc	Gramos Au	Tmsd	%-m200		
1761.56111	0.918	55443.3073	119.45	89.96	51850.556	93.52
2559.57795	0.806	70731.3808	120.56	90.05	65897.977	93.17
2466.93779	0.619	52354.9297	119.39	89.15	48484.29	92.61
2321.05431	0.711	56580.0905	119.56	90.32	52676.064	93.10
9109.13116	0.753	235109.708	119.77	89.86	218908.8873	93.11

Cuadro N° 2. Balance metalúrgico final a 120 TMSD.

Procesando a 180 TMSD, con los mismos tanques, el tiempo de residencia era de 35.23 horas, y la recuperación promedio obtenido fue de 90.85%, incrementando el tiempo de residencia a 54.21 horas, se logro una recuperación de 93.47%.

TOTAL PROCESADO					Gramos Au Recuperado	% Recuperación
TMS	Oz Au/Tc	Gramos Au	Tmsd	%-m200		
1584.545	0.723	39278.2029	179.57	89.15	35668.536	90.81
895.421	0.698	21428.4833	180.03	90.01	19388.4917	90.48
725.124	0.658	16358.6292	181.05	88.97	14851.9994	90.79
508.96	0.812	14169.3006	179.86	89.96	12976.2455	91.58
3714.05	0.716	91234.6159	180.01	89.43	82885.2726	90.85

Cuadro N° 3 Balance metalúrgico inicial a 180 TMSD.

TOTAL PROCESADO					Gramos Au Recuperado	% Recuperación
TMS	Oz Au/Tc	Gramos Au	Tmsd	%-m200		
846.521	0.702	20374.3416	179.63	90.02	19019.4479	93.35
721.569	0.861	21300.4978	179.21	89.98	19922.3556	93.53
985.269	0.699	23612.4324	180.62	90.21	22072.9019	93.48
658.95	0.796	17983.5019	180.02	89.95	16816.3726	93.51
3212.309	0.756	83270.7736	179.92	90.05	77831.0779	93.47

Cuadro N° 4 Balance metalúrgico final a 180 TMSD.

TABLA DE CONTENIDO

Página

Dedicatoria	1
Agradecimiento	2
Resumen	3
Introducción	14
Objetivos	16
CAP I Memoria descriptiva Planta de Beneficio Hacienda Metalex	
1.1 Aspectos generales	17
1.2 Introducción	18
1.3 Descripción por áreas	18
1.4 Flow sheet Planta de Beneficio Hacienda Metalex	25
CAP II Fundamento teórico	
2.1 Hidrometalurgia	26
2.2 Lixiviación del oro	35
2.3 Recuperación del oro	49
CAP III Incremento de la producción y recuperación del oro	
3.1 Objetivo	57
3.2 Fundamento	57
3.3 Introducción	57
3.4 Incremento de la producción	58
3.5 Incremento de la recuperación	59

3.6 Incremento de la tasa de tratamiento	95
3.7 Estudio del oxígeno disuelto	97
3.8 Conclusiones	98
CAP IV Efecto de variar la molienda en la recuperación del oro.	
4.1 Objetivo	100
4.2 Fundamento	100
4.3 Operación del espesador 30' x 10'	100
4.4 Prueba de moliendabilidad	104
4.5 Pruebas de disolución de oro variando la molienda.	108
4.6 Operación en Planta a una molienda de 85% -m200	110
4.7 Conclusiones	112
CAP V Procesamiento de minerales de oro con contenido de cobre	
5.1 Objetivo	113
5.2 Fundamento	113
5.3 Introducción	113
5.4 Procedimiento	114
5.5 Conclusiones	136
CONCLUSIONES	137
BIBLIOGRAFIA	138
ANEXO Incremento de la recuperación de oro por flotación del relave	

INDICE DE FIGURAS	Página
Figura N° 1 Flow sheet Planta de Beneficio Hacienda Metalex.	25
Figura N° 2 Diagrama de flujo de procesos convencionales de lixiviación.	26
Figura N° 3 Diagrama de flujo de un proceso de lixiviación.	28
Figura N° 4 Mecanismo de una reacción heterogénea.	30
Figura N° 5 Diagrama de Pourbaix para el sistema $CN^- - H_2O$ a 25 °C	35
Figura N° 6 Diagrama de Pourbaix $Au - Ag - CN^-$ a 25 °C y 0.01M de cianuro.	37
Figura N° 7 Corrosión de esferas de oro por acción del KCN.	39
Figura N° 8 Mecanismo de la disolución del oro.	40
Figura N° 9 Diagrama de flujo para la recuperación del oro libre grueso.	41
Figura N° 10 Efecto de la concentración del cianuro.	42
Figura N° 11 Efecto del pH con el cianuro.	46
Figura N° 12 Diagrama de flujo para la recuperación de oro.	50
Figura N° 13 Actividad de los principales metales.	51
Figura N° 14 Diagrama de Pourbaix para el sistema $Au - Zn - CN^-$.	53
Figura N° 15 Cinética de disolución de una campaña de minerales óxidos.	62
Figura N° 16 Cinética de disolución de una campaña de minerales sulfuros.	64
Figura N° 17 Cinética de disolución de una campaña de minerales mixtos.	66
Figura N° 18 Cinética de disolución para óxidos, sulfuros y mixtos.	67
Figura N° 19 Cinética de disolución por tanques para óxidos, sulfuros y mixtos.	67
Figura N° 20 Distribución granulométrica del relave de Planta oxido.	69
Figura N° 21 Distribución granulométrica del relave sulfuros Planta.	74
Figura N° 22 Disolución de los relaves óxidos de Planta.	82

Figura N° 23	Disolución de los relaves sulfuros de Planta.	84
Figura N° 24	Disolución de los relaves de Planta óxidos +m400 y –m400.	86
Figura N° 25	Disolución de los relaves de Planta sulfuros +m400 y –m400.	91
Figura N° 26	Cinética de disolución de oro para minerales de Planta.	93
Figura N° 27	Balance de materia del espesador.	102
Figura N° 28	Diagrama de flujo de muestreo y cuarteo en Planta.	105
Figura N° 29	Diagrama de flujo de muestreo y cuarteo en laboratorio (mineral).	105
Figura N° 30	Diagrama de flujo de muestreo y cuarteo en laboratorio (relave).	106
Figura N° 31	%-m200 versus tiempo para sulfuros.	107
Figura N° 32	%-m200 versus tiempo para óxidos.	107
Figura N° 33	%-m200 versus tiempo para mixtos.	108
Figura N° 34	Disolución de los minerales variando la malla.	110
Figura N° 35	Balance de materia del espesador a 85% -m200.	111
Figura N° 36	Cuadro de comparación de consumo de reactivos y extracción.	127
Figura N° 37	Cuadro comparativo de consumo de reactivos y extracciones.	133

INDICE DE TABLAS	Página
Tabla N° 1 Distancia y tipo de carretera a Planta.	17
Tabla N° 2 Reacciones químicas.	30
Tabla N° 3 pH versus cianuro.	46
Tabla N° 4 Tamaño de los poros del carbón activado.	54
Tabla N° 5 Condiciones para las pruebas de minerales óxidos.	70
Tabla N° 6 Datos para determinar el tiempo de residencia a 120 tmsd.	79
Tabla N° 7 Condiciones para las pruebas de cianuración para mineral fresco.	92
Tabla N° 8 Datos para cálculo del tiempo de residencia a 120 tmsd.	93
Tabla N° 9 Datos para calcular el tiempo de residencia a 180 tmsd.	95
Tabla N° 10 Datos del calculo del balance de materia del espesador 30'x 10'.	101
Tabla N° 11 Condiciones para las pruebas variando la granulometría.	108
Tabla N° 12 Minerales para las pruebas de disolución versus molienda.	109
Tabla N° 13 Datos para el balance de materia del espesador a 85% -m200.	111
Tabla N° 14 Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de cianuro.	115
Tabla N° 15 Minerales con cobre que ingresan a Planta.	116
Tabla N° 16 Condiciones de pruebas de cianuración de minerales con cobre.	116
Tabla N° 17 Condiciones de pruebas de lixiviación de oro al mineral con Cu.	123
Tabla N° 18 Condiciones para las pruebas de lixiviación de cobre.	123
Tabla N° 19 Resultado de las prueba de lixiviación de cobre.	125
Tabla N° 20 Condiciones para las pruebas de lixiviación de oro.	130
Tabla N° 21 Condiciones para las pruebas de lixiviación de cobre.	130
Tabla N° 22 Resultado de las pruebas de lixiviación de cobre.	131

INDICE DE CUADROS

Página

Cuadro N° 1	Balance metalúrgico inicial a 120 TMSD.	3
Cuadro N° 2	Balance metalúrgico final a 120 TMSD.	4
Cuadro N° 3	Balance metalúrgico inicial a 180 TMSD.	4
Cuadro N° 4	Balance metalúrgico final a 180 TMSD.	4
Cuadro N° 5	Datos obtenidos en operación Planta con óxidos.	61
Cuadro N° 6	Leyes de las salidas de los tanques con óxidos.	61
Cuadro N° 7	Porcentaje de extracción en los tanques con óxidos.	62
Cuadro N° 8	Datos obtenidos en operación Planta con sulfuros.	63
Cuadro N° 9	Leyes de las salidas de los tanques con sulfuros.	63
Cuadro N° 10	Porcentaje de extracción en los tanques con sulfuros.	63
Cuadro N° 11	Datos obtenidos en operación Planta con mixtos.	65
Cuadro N° 12	Leyes de las salidas de los tanques con mixtos.	65
Cuadro N° 13	porcentaje de extracción en los tanques con mixtos.	65
Cuadro N° 14	Resumen de consumo de reactivos y recuperación de oro.	66
Cuadro N° 15	Resumen de la cinética de extracción en Planta.	66
Cuadro N° 16	Análisis granulométrico valorado del relave oxido.	69
Cuadro N° 17	Distribución valorada del relave Planta óxidos.	69
Cuadro N° 18	Zonas de ingreso de mineral óxidos a Planta.	71
Cuadro N° 19	Resultado de las pruebas de minerales óxidos.	71
Cuadro N° 20	Residuos de las pruebas por fracciones minerales oxido.	73
Cuadro N° 21	Análisis granulométrico del relave sulfuros Planta.	74
Cuadro N° 22	Análisis granulométrico del relave sulfuros Planta +/- m400.	75
Cuadro N° 23	Zonas de ingreso de mineral sulfuro a Planta.	76

Cuadro N° 24	Resultado de las pruebas de minerales sulfuros.	76
Cuadro N° 25	Residuo de las pruebas por fracciones minerales sulfuro.	78
Cuadro N° 26	Resultado de las pruebas del relave óxidos en Planta.	82
Cuadro N° 27	Resultado de las pruebas del relave Planta sulfuros.	82
Cuadro N° 28	Resultado de las pruebas de disolución del relave oxido +m400.	84
Cuadro N° 29	Resultados de las pruebas de disolución del relave oxido -m400.	86
Cuadro N° 30	Resumen de la disolución de óxidos +/- m400.	86
Cuadro N° 31	Resultado de las pruebas de disolución del relave sulfuro +m400.	88
Cuadro N° 32	Resultado de las pruebas de disolución del relave sulfuro -m400.	88
Cuadro N° 33	Resumen de la disolución de sulfuros +/- m400.	88
Cuadro N° 34	Minerales frescos para pruebas de cianuración.	92
Cuadro N° 35	Disolución del oro variando el tiempo de agitación.	92
Cuadro N° 36	Oxígeno disuelto en los tanques.	97
Cuadro N° 37	Oxígeno disuelto con la adición de aire.	98
Cuadro N° 38	Oxígeno disuelto con la adición de oxígeno puro.	98
Cuadro N° 39	Prueba de moliendabilidad para sulfuros.	106
Cuadro N° 40	Prueba de moliendabilidad para óxidos.	106
Cuadro N° 41	Prueba de moliendabilidad para mixtos.	108
Cuadro N° 42	Residuo de las pruebas de disolución de los compositos.	109
Cuadro N° 43	Disolución de los minerales (compositos) en laboratorio.	109
Cuadro N° 44	Zonas de minerales de oro con contenidos de cobre.	116
Cuadro N° 45	Extracción de oro de los minerales de oro con cobre.	120
Cuadro N° 46	Minerales de oro con cobre de baja recuperación.	120
Cuadro N° 47	Extracción de oro de minerales de Au y Cu de baja recuperación.	120

Cuadro N° 48	Resultado de las pruebas de extracción de oro.	123
Cuadro N° 49	Distribución de finos para el oro.	126
Cuadro N° 50	Balance para el cobre.	126
Cuadro N° 51	Extracción de oro del ripio de la extracción de cobre.	126
Cuadro N° 52	Resumen de lixiviación de minerales de oro con contenido de Cu.	127
Cuadro N° 53	Distribución de finos para el oro.	131
Cuadro N° 54	Balance para el cobre.	131
Cuadro N° 55	Resumen de lixiviación de minerales de oro con contenido de Cu.	133

INDICE DE FOTOS	Página
Foto N° 1 Cancha de depósito de relaves.	24
Foto N° 2 Cancha de almacenamiento de minerales.	60
Foto N° 3 Cancha de almacenamiento de relaves de amalgamación.	60
Foto N° 4 Espesador 30' x 10'.	101
Foto N° 5 Solución rica del espesador 30' x 10'	103
Foto N° 6 Espumas formadas en el espesador 30' x 10'.	104
Foto N° 7 Minerales de oro con contenidos de cobre (óxidos).	114
Foto N° 8 Minerales de oro con contenidos de cobre (mixtos).	115
Foto N° 9 Minerales de oro con cobre antes de lixiviar con ácido sulfúrico.	122
Foto N° 10 Ripio de la lixiviación de cobre con ácido sulfúrico (lavado).	125
Foto N° 11 Minerales de oro con contenidos de cobre antes de lixiviar cobre.	130
Foto N° 12 Ripio de la lixiviación de cobre con ácido sulfúrico (sin lavar).	131
Foto N° 13 Cobre recuperado de las pruebas piloto.	136

INTRODUCCION

La minería es beneficiosa para el País, trae consecuencias positivas para la economía pero como cualquier actividad humana, causa impactos.

En el Perú y algunas partes del mundo, la minería artesanal es un fenómeno importante, ya que es una forma de supervivencia y oportunidad y lo han desarrollado hasta convertirlo en la actividad económica principal de la zona, pero con deficiencias tales como baja productividad, condiciones inseguras y un impacto ambiental negativo. La contaminación por mercurio, es el principal problema ambiental que es ocasionado por la minería artesanal.

Este problema que acarrea la minería artesanal y pequeña minería, es producto del Estado y de las empresas privadas, porque se debe exigir y se debe normalizar las leyes y que el Gobierno y el Ministerio de Energía y Minas, deben fiscalizar de manera adecuada las operaciones mineras, con ello evitar la propagación de pequeñas empresas mineras informales, que originan el mayor problema posible para esta actividad y trae consecuencias socio ambientales.

Minera Dynacor del Perú S.A.C., que tiene en operación la Planta de Beneficio Hacienda Metalex, procesadora de minerales auríferos y relaves de amalgamación ayuda en mejorar el manejo ambiental a los mineros artesanales con asesorías para mejorar su producción y conocer y aplicar el reglamento de seguridad minera e higiene industrial.

En la Planta de Beneficio Hacienda Metalex, siempre se esta viendo de hacer cambios para mejorar la producción y recuperación y se hace un buen control en el manejo y manipulación de reactivos y deposición de relaves de Planta.

Se cuenta también con un Estudio de Impacto Ambiental que corresponde a la actividad minero-metalúrgica y esta en base a los niveles Máximos Permisibles que el Ministerio de Energía y Minas aprobó.

OBJETIVOS

OBJETIVOS GENERALES

Incrementar la producción e incrementar la recuperación de valores tales como el oro plata y cobre.

OBJETIVOS ESPECIFICOS

Tener una Planta operativa y con buenos resultados.

Ir mejorando cada vez más, para que el cliente en este caso el minero artesanal quede conforme con los resultados y regrese con su producción de mineral a Planta.

Bajar el consumo de reactivos.

CAPITULO I

MEMORIA DESCRIPTIVA DE LA PLANTA DE BENEFICIO METALEX MINERA DYNACOR DEL PERU S.A.C.

1.1 Aspectos generales

1.1.1 Ubicación

La Planta de Beneficio Hacienda Metalex de Minera Dynacor del Perú S.A.C. esta ubicado en el paraje de Ajlahuito, anexo de Huanta, distrito de Saisa, provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho, a una altitud de 850 msnm, con un clima calido en la mayor parte del año.

1.1.2 Acceso

El acceso a la Planta, se realiza por vía terrestre desde Lima, por la Panamericana Sur hasta la ciudad de Nazca, continua de Nazca a Acari y de Acari continuamos hasta llegar al poblado de Huanta y finalmente a la Planta.

Tramo	Distancia Km.	Tipo de carretera
Lima - Nazca	445	Asfaltado
Nazca - Acari	105	Asfaltado
Acari - Huanca	70	Afirmado
Huanca - Planta	3.5	Trocha
TOTAL	623.5	

Tabla N° 1 Distancia y tipo de carretera a Planta

1.2 Introducción

Es una planta que su materia prima lo obtiene de la compra de minerales de oro y plata y relaves de amalgamación producidas por los mineros artesanales de todo el Perú, tales como del Norte (Trujillo, Canta, Piura, Chimbote, Barranca, Casma) del Sur (Ica, Palpa, Nazca, Chala, Secocha, Misqui, Ático, Caraveli, la Joya, Pedregal Puno, Huanta) y del centro (Cerro de Pasco, Ticrapo).

La Planta cuenta con áreas de chancado, con su respectiva cancha de almacenamiento de minerales y relaves de amalgamación, área de molienda y clasificación, área de cianuración y área de precipitación, así como su área de laboratorio químico con su sección de preparación de muestras y su sección de análisis químico. También contamos con un laboratorio metalúrgico y el área de desorción. Y contamos con una cancha de almacenamiento de relave, que cumple con todos los reglamentos y normas ambientalistas.

1.3 Descripción por áreas.

1.3.1 Pesaje y almacenamiento.

El mineral aurífero y relave de amalgamación acopiado, llega a la Planta en camiones, los cuales se pesan en una balanza electrónica marca Metler Toledo de 60 TM de capacidad, registrado el peso, se inspecciona las características físicas del mineral y si es de una granulometría mayor de $\frac{3}{4}$ ", pasa al área de chancado y se deposita en las tolvas de gruesos, para luego chancarlos y su respectivo muestreo y si el mineral es de granulometría menor de $\frac{3}{4}$ ", pasa directo a la cancha de almacenamiento para su descarga, homogenización y muestreo. Si es relave de amalgamación, después del registro del peso, pasa a la cancha de almacenamiento para su descarga y muestreo.

1.3.2 Chancado

La Planta cuenta con tres circuitos de chancado, esto se utiliza de acuerdo al tamaño y cantidad del mineral. Para lotes de buen tonelaje y tamaño máximo de 7" se utiliza el circuito 1, para lotes de 5 a 10 toneladas se utiliza el circuito 2 y para lotes pequeños y/o minerales óxidos se utiliza el circuito 3.

1.3.2.1 Circuito 1

Tiene una tolva de 45 toneladas métricas de capacidad, con una parrilla de rieles de 7" de abertura, la descarga es con un alimentador vibratorio que descarga a la chancadora de quijadas 10"x 16" marca Comesa, el producto es transportado por la faja N° 1 de 17"x 25 mts, que pasa por un electroimán y descarga en una zaranda vibratoria de 3'x 6' con una malla de ½" de abertura, cuyos finos pasan a la faja N° 2 de 17"x 7 mts, y los gruesos de la zaranda pasan a una chancadora cónica de 2' marca Symons, y el producto se une a los finos de la zaranda en la faja N° 2 y es el producto final.

1.3.2.2 Circuito 2

Este circuito cuenta con 3 tolvas de 15 toneladas métricas de capacidad cada una, estas tolvas cuentan cada uno con un alimentador vibratorio, que descargan independientemente según el orden a la faja N° 3 de 18"x 12mts, pasa a la faja N° 4 de 18"x 3.5 mts, que descarga a la chancadora de quijadas 10"x 16" y el producto de esta pasa a la faja N° 5 de 18"x 7.5 mts, que descarga a la zaranda de 3'x 6' con malla de ½" de abertura, los finos pasa a la faja N° 2 y el grueso pasa a la chancadora cónica Symons de 2', el producto se une a los finos en la faja N° 2 y es el producto final.

1.3.2.3 Circuito 3

Este circuito cuenta con 2 tolvas de 15 toneladas métricas de capacidad cada una para su descarga cuentan con un alimentador vibratorio, descarga a la faja N° 6 de 18"x 7 mts, que alimenta a la chancadora de quijadas 8"x 10" cuyo producto pasa a la faja N° 7 de 18"x 5.5 mts, que tiene un imán y la descarga es a la zaranda vibratoria de 2'x 4' con malla de ½", los finos pasan a la faja N° 8 de 18"x 9 mts, y los gruesos pasan a la chancadora de 1.5' tipo Kueken, el producto se une a los finos en la faja N° 8 y es el producto final.

1.3.3 Muestreo y pulverización.

Es de vital importancia para la Empresa y el dueño del lote de mineral, que la muestra tomada sea la más representativa, ya que es una porción pequeña que debe tener todas las características del lote. El mineral ya chancado y depositado en la cancha, esta listo para su respectivo muestreo, en Planta utilizamos dos tipos de muestreo, el de cuadrículas (damero) y el cono.

1.3.3.1 Método del cono.

Se usa generalmente para lotes pequeños, consiste en formar un cono y para homogenizarlo se transfiere a un costado formando otro cono, se hace 3 pasadas y esta listo para el muestreo, el cono final es pasado una vez mas, y a la mitad del cono se toma una muestra con la ayuda de una lampa, de la base hasta la cima, en lados opuestos, se continua pasando la otra mitad del cono y al final se toma de idéntica manera la muestra, pero de los lados que no se tomo, se saca aproximadamente unos 60 kilos.

1.3.3.2 Método del damero

Es usado generalmente para la mayoría de lotes, el método consiste en formar un cono y luego se esparce formando un rectángulo con unos 30 cm., de espesor, se divide en cuadrículas y del centro de cada cuadrícula, con una lampa, se saca la muestra y se deposita en una lona, esta muestra sigue el método del cono hasta obtener la muestra final.

1.3.3.3 Pulverización.

La muestra final obtenida del mineral (60 kg), se pulveriza en seco en molinos de polveo, el tiempo de moliendo varía de acuerdo al tipo de mineral, pero el promedio es de 40 minutos, luego es descargado en unas bateas para tomar la muestra respectiva, se toma la muestra con la pluma unos 6 kilos aproximadamente y es la muestra final que se lleva al laboratorio.

1.3.4 Molienda y clasificación.

La Planta cuenta con una capacidad instalada de 180 TMSD, tiene instalado el molino N° 1 es un 6'x 6', el molino N° 2 es de 5'x 6' y el molino N° 3 es de 5'x 6' actualmente se está operando con 2 molinos y se está procesando 120 TMSD. La ley de cabeza varía de acuerdo al ingreso de mineral. La alimentación al molino es de granulometría 90% 1/2". Estamos a esa tasa, porque la producción del mineral aurífero de los mineros bajo y la compra disminuye.

La descarga de la tolva de finos es por medio de la faja N° 10 de 17"x 3 mts, descarga en la faja N° 11 de 17"x 3.5 mts, el cual alimenta al molino de bolas 6'x 6' (molino primario N° 1), la descarga con una densidad promedio de 1600 gr/lit va a un cajón de la bomba SRL 3"x 3", este alimenta al hidrociclón de 10" de diámetro (D10), el over flow (finos) sale con una densidad promedio de 1260 gr/lit y a un

promedio de 90% -m200, pasa a los tanques de lixiviación, el under flow (gruesos) con una densidad de 1900 gr/lit pasa al molino 5'x 6' (molino remolienda N° 3), la descarga va al mismo cajón de la bomba SRL 3"x 3" cerrando el circuito, el molino 5'x 6' N° 2 esta en stand by.

Los reactivos usados son 2, el cianuro de sodio y la cal minera, la fuerza de cianuro es de acuerdo a la ley de cabeza y va de 0.05% a 0.08%, la cal regula el pH de trabajo entre 10 a 11. La lixiviación de los valores oro y plata empieza en los molinos obteniéndose un promedio de 68% de disolución.

1.3.5 Cianuración.

Inicialmente la Planta empezó operaciones con un proceso CIL, ahora estamos en un CIP, ya que se implemento el área de Merrill Crowe.

Se tenía 8 tanques y con los estudios que se realizó y se muestran mas adelante, se realizó la ampliación y actualmente contamos con 11 tanques y se puede afirmar que la capacidad instalada en cianuración es mínimo 180 TMSD. Se tiene instalado y operativo 2 tanques 20'x 20', 5 tanques 16'x 16' y 4 tanques 12'x 16' y un espesador de 30'x 10'. Se procesa a 180 TMSD por el fuerte ingreso de mineral, pero el ingreso de mineral bajo y actualmente estamos en 120 TMSD y se tiene tanques de agitación en stand by. Estamos trabajando actualmente con 7 tanques y tenemos 4 tanques en stand by. Para las 120 TMSD que se esta procesando el circuito es el siguiente: el over flow del hidrociclón D 10, con una densidad de pulpa de 1260 gr/lit, pasa al tanque de agitación N° 1 20'x 20', la descarga pasa al tanque N° 2 20'x 20', la descarga por gravedad pasa al espesador 30'x 10', el cual va a separar en dos productos, uno por rebose que es la solución rica, que pasa a Merrill Crowe y la descarga con una densidad de 1435 gr/lit, es bombeado con una bomba peristáltica al

tanque N° 3 de 16'x 16', con carbón para su adsorción de valores, en este tanque se le baja la densidad a 1350 gr/lt, descarga al tanque N° 4 de 16'x 16' también con carbón, descarga en el tanque N° 5 16'x 16' con carbón, descarga al tanque N° 6 con carbón, la descarga con una bomba SRL 3"x 3" es bombeado al tanque N° 11 16'x 16' también con carbón, cuya descarga ya es el relave final de Planta, la pulpa (relave) cae a un cajón y con la bomba SRL 3"x 3" es bombeado a la cancha de relave. Los tanques 7, 8, 9 y 10 de 12'x 16' están en stand by.

1.3.6 Adsorción.

La adsorción de valores (oro y plata), se realiza con el carbón activado que se adiciona a los tanques, el avance del carbón es en contracorriente, el carbón del primer tanque (tanque N° 3) es el que va a desorción.

1.3.7 Merrill Crowe.

La solución rica con una ley promedio de $8 \frac{\text{grs.Au}}{\text{m}^3}$ y $12 \frac{\text{grs.Ag}}{\text{m}^3}$, y una fuerza de cianuro de 0.075% pasa a los clarificadores y con la bomba de vacío, pasa por la torre de vacío para eliminar el oxígeno disuelto, la solución rica ya desoxigenada, es bombeada a los filtros, antes de la bomba está el cono de alimentación de reactivos el polvo de zinc y el acetato de plomo, el precipitado se queda en los filtros y la solución que pasa por los filtros, ya es la solución barren, que es bombeada a un reservorio y vuelve al proceso.

1.3.8 Desorción.

El carbón activado cargado del tanque N° 3, se cosecha y pasa a desorción, se alimenta a un tanque (reactor) y se le hecha agua y se adiciona soda, alcohol y cianuro, esta solución es calentado a una temperatura de 85 °C, pasa a la celda

electrolítica que trabaja a 3 voltios y la descarga de la celda es bombeada al reactor y se cierra el circuito, se recircula máximo por 48 horas.

1.3.9 Almacenamiento y deposición de los relaves.

El depósito de relaves está diseñado de acuerdo a las disposiciones emitidas por la Dirección General de Asuntos Ambientales de la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas del Perú. Se cuenta con una cancha de relaves que está impermeabilizada con geomembrana, se recupera la solución barren y se recircula a Planta, para volver a ser usado en la operación.



Foto N° 1 Cancha de depósito de relaves.

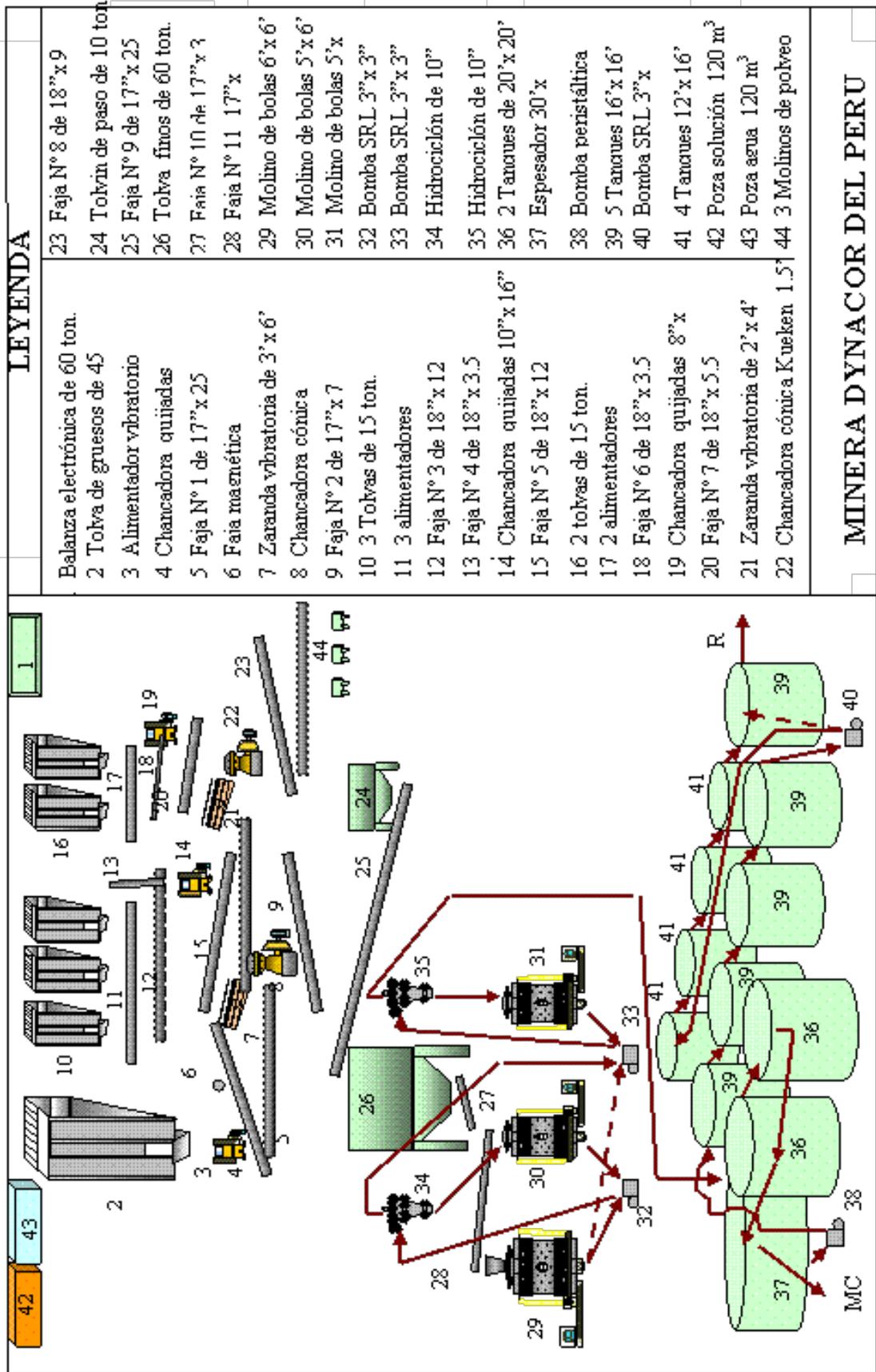


Figura N° 1 Flow sheet Planta de beneficio Hacienda Metalex

CAPITULO II

TEORIA DE LA LIXIVIACION

2.1 HIDROMETALURGIA

Hidrometalurgia es un término que involucra a los procesos de extracción de metales valiosos de la ganga, empleando soluciones acuosas, como agente de disolución. Hay diversos reactivos y se debe escoger el que mejor resultados de y sean económicos para el proceso y de fácil manipulación. En medio acuoso, 2 flujos clásicos de un proceso metalúrgico se pueden ver en la figura N° 1.

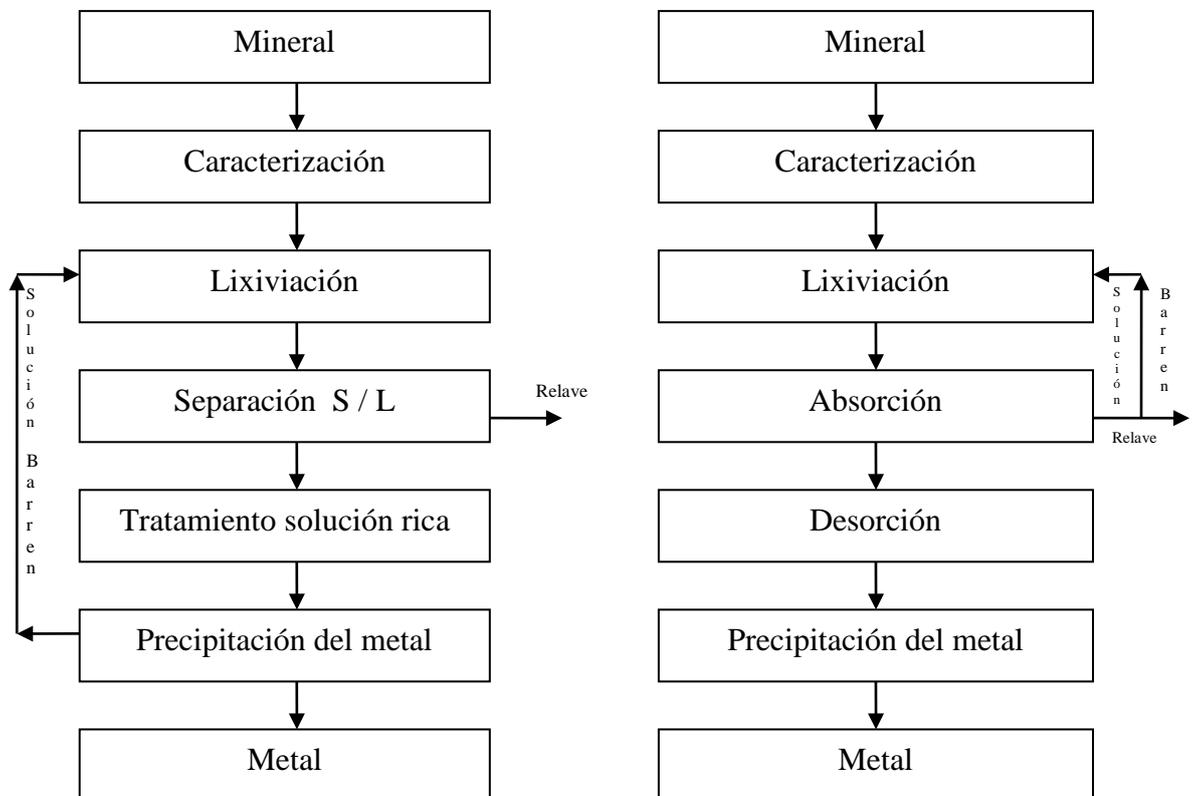


Figura N° 2 Diagrama de flujo de procesos convencionales de lixiviación.

De estos flujos, se puede ver que las etapas más importantes son 2, la caracterización y la lixiviación.

2.1.1 Caracterización.

Se tiene que tener un conocimiento al detalle de las características de los diferentes tipos de minerales portadores del metal deseado, en este caso oro y plata. La óptima caracterización mineralógica y fisicoquímica, nos ayudara a escoger el proceso metalúrgico y definir los mejores parámetros de operación para lograr una recuperación aceptable.

Los pasos que se sigue para determinar el éxito del proceso son los siguientes:

2.1.1.1 Caracterización mineralógica.

En esta caracterización, se determina la composición mineralógica, la ocurrencia y la distribución del oro.

2.1.1.2 Caracterización Geoquímica

Con esta caracterización, se determina los valores del metal en estudio y también los valores de los minerales acompañantes, que podrían interferir en el proceso de extracción.

2.1.1.3 Caracterización fisicoquímica

En esta etapa de caracterización, se determina algunas características fisicoquímicas, tales como: gravedad específica, dureza, pH y según el proceso metalúrgico de extracción, determinar la densidad, velocidad de sedimentación, viscosidad de la pulpa, y sales solubles.

2.1.1.4 Caracterización metalúrgica

Para escoger el proceso de extracción y obtener la recuperación deseada, se tiene que hacer pruebas y análisis tales como: análisis granulométricos

distribución por fracciones, luego realizar las pruebas de lixiviación hasta encontrar el óptimo.

2.1.2 Lixiviación

Los procesos fisicoquímicos industriales, son orientados para obtener un determinado producto a partir de diferentes materias primas, los cuales son sometidos primero a tratamientos físicos (chancado, molienda, etc.), para que luego dándole las condiciones necesarias, puedan reaccionar químicamente y obtener el producto, previo nuevos tratamientos físicos (separaciones, purificaciones, etc.).

Una vez conocido al detalle el mineral, se puede escoger el tipo de tratamiento siempre teniendo en cuenta la factibilidad y economía del proceso, la lixiviación se puede dividir en dos grupos, estático y movimiento; el estático se usa si el mineral es poroso de buena permeabilidad y el metal de interés este diseminado y por movimiento se utiliza cuando el metal de interés esta bien diseminado, de leyes altas y minerales que producen o son demasiados finos.

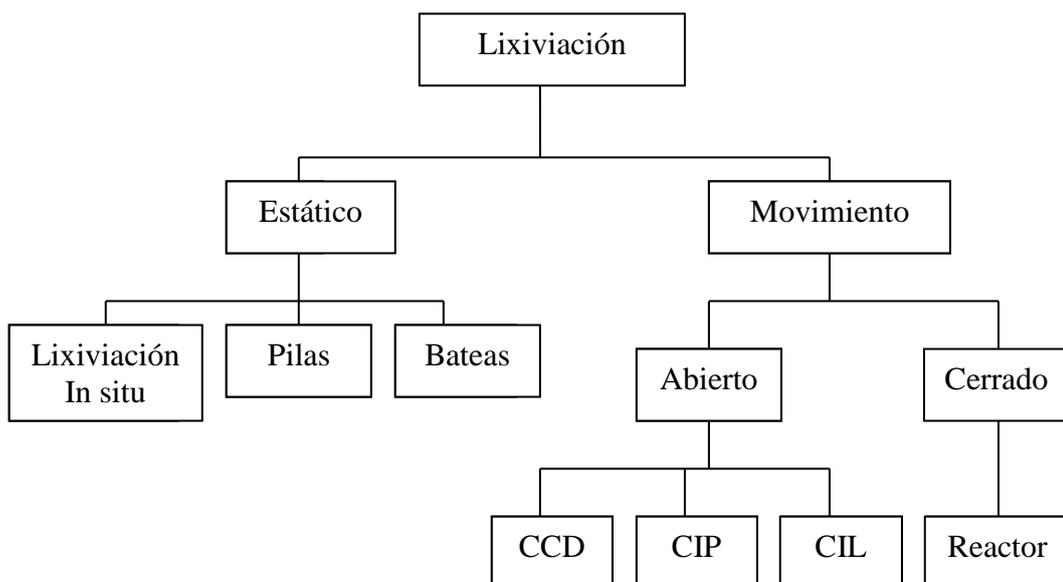
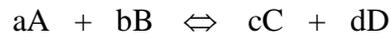


Figura N° 3. Diagrama de flujo de un proceso de lixiviación.

2.1.3 Reacciones químicas

Generalmente una reacción química se representa bajo la forma:



Donde: A, B : Reactantes

C, D : Productos

Para la energía tenemos:

$$\Delta G = \Delta G^\circ + RT \ln \frac{a_C^c \times a_D^d}{a_A^a \times a_B^b}$$

Donde: ΔG° : Energía libre estándar de la reacción

a_A, a_B, a_C y a_D : Actividades de los productos y reactantes

T : Temperatura (°K)

R : Constante de los gases ($1.987 \frac{\text{cal}}{\text{mol.K}}$)

En el equilibrio tenemos $\Delta G = 0$

$$\ln K = -\frac{\Delta G^\circ}{RT}$$

Donde:

K : Constante de equilibrio de la reacción considerada a la temperatura T

Y para una temperatura de 25 °C (298 °K) tenemos:

$$\log K = -\frac{\Delta G^\circ}{1364}$$

Se tiene dos tipos de reacciones, las homogéneas y las heterogéneas, en la hidrometalurgia predominan las reacciones heterogéneas. A continuación se presenta un cuadro para poder diferenciarlos.

Reacciones químicas	
Homogéneas	Heterogéneas
1 Productos y reactantes tienen lugar en una sola y única fase.	1 Productos y reactantes tienen lugar en dos o más fases.
2 No tienen límite de fase.	2 Tienen límite de fase.
3 Son rápidas	3 Son más lentas.
4 Reacciones en fase gaseosa.	4 Tostación de minerales, combustión de sólidos, reacciones de neutralización gas-sólido, absorción gas-liquido con reacción química.
5 Reacciones en fase líquida.	5 Oxidación SO_2 a SO_3 .

Tabla N° 2 Reacciones químicas.

2.1.3.1 Reacciones heterogéneas

La lixiviación consiste en la disolución selectiva de minerales que contienen el metal de interés, a través del contacto de los sólidos con una fase acuosa conteniendo ácidos (H_2SO_4), bases (hidróxido de sodio) o agentes complejantes (cianuro de sodio, hidróxido de amonio), en condiciones variadas de presión y temperatura. La lixiviación de minerales es una reacción heterogénea. Del cuadro podemos ver que las reacciones heterogéneas ocurren en dos o más fases, controladas por la velocidad de la reacción química o por el transporte de masa (difusión) hacia la superficie de contacto de las dos fases y es la etapa que controla las reacciones.

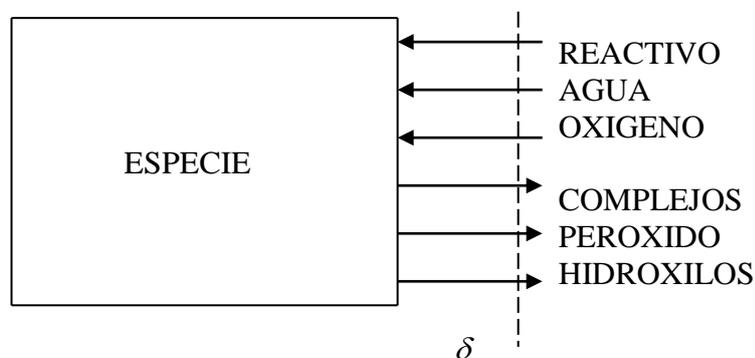


Figura N° 4 Mecanismo de una reacción heterogénea

2.1.3.2 Capa de difusión (δ)

Se va a formar una capa de difusión y es una capa delgada de líquido adyacente a la interfase sólido-líquido y va estar adherido al sólido, y el transporte de masa de especies disueltas, se hace por difusión a través de esta capa líquida adherida al sólido.

Fick trata de explicar este mecanismo, proponiendo su primera ley de Fick:

$$J = -D \frac{\partial C}{\partial X}$$

Donde:

J : Flujo de material a través de un plano de referencia en $\frac{\text{moles}}{\text{cm}\cdot\text{seg}}$

C : Concentración de la especie disuelta en $\frac{\text{moles}}{\text{cm}^3}$

X : Coordenada de posición (medida perpendicularmente al plano de referencia)

D : Coeficiente de difusión de la especie considerada en solución acuosa

$$D = 10^{-6} \frac{\text{cm}^2}{\text{seg}}$$

Pero Nernst, toma en cuenta la capa de difusión y propone lo siguiente:

$$J = -D \frac{C_o - C_s}{\delta_x}$$

Donde:

C_o : Concentración de la especie en el seno de la solución.

C_s : Concentración de la especie en la superficie del sólido.

δ_x : Espesor de la capa de difusión de Nernst.

De la fórmula se puede ver que el transporte de masa a través de la capa de difusión está controlado por la concentración de la especie y el espesor de la capa de difusión

de Nernst. Esto se puede ver porque la etapa esta regida por la difusión, entonces si la concentración de la especie C_o es baja, al llegar a la superficie del sólido es mínimo, porque se consume, prácticamente es nulo, entonces tenemos:

Para $C_s = 0$ se tiene:

$$J = -D \frac{C_o}{\delta_x}$$

$$J = kC_o$$

Variando la concentración de la especie y espesor de la capa de Nernst, se puede controlar el transporte de masa y puede ser aumentado por:

- a.- Reduciendo el espesor de la capa de difusión de Nernst.
- b.- Aumentando la concentración de la especie en el seno de la solución C_o .
- c.- Aumentando la temperatura.
- d.- Aumentando la superficie de contacto.

2.1.4 Reacciones electroquímicas

En las reacciones electroquímicas, hay una participación de electrones y se representa de la siguiente manera:



Donde:

Ox : Especie oxidante

Red : Especie reductora

n : Numero de electrones que participan en la reacción.

La ecuación de Nernst para la reacción es:

$$E = E^\circ + \frac{RT}{nF} \ln \frac{|\text{Ox}|}{|\text{Red}|}$$

Donde:

E : Potencial de la reacción electroquímica (v)

R : Constante de los gases ($1.987 \frac{\text{cal}}{\text{mol.K}}$)

T : Temperatura (°K)

n : Numero de electrones que participan en la reacción

F : Constante de Farad ay

$[Ox]$: Actividad de Ox

$[Red]$: Actividad de Red

E° : Potencial estándar de la reacción electroquímica

A 25 °C tenemos que:

$$E = E^\circ + \frac{0.06}{n} \ln \frac{|Ox|}{|Red|}$$

También tenemos que:

$$\Delta G^\circ = -nFE^\circ$$

La separación o disolución del metal de la ganga, envuelve reacciones químicas y reacciones electroquímicas, y esta termodinámica de sistemas acuosos, se representa en forma grafica en los diagramas de Pourbaix (Eh-pH).

2.1.5 Diagramas de Pourbaix

Para el diagrama Eh-pH, se consideran todas las reacciones entre las especies en estudio (metal) y el medio acuoso, y cada reacción corresponderá a una línea de equilibrio en el diagrama, se va a tener en cuenta que estas reacciones dependen no solamente del potencial, sino también del pH, estas reacciones nos indican el estado del metal, si formara óxidos o hidróxidos, si tendera a disolverse o estará en

condiciones de inmune. El diagrama de Pourbaix es una grafica de potencial redox en función del pH, las especies oxidantes se localizan en la parte superior del diagrama y las especies reductoras en la parte inferior del diagrama.

Como la especie en estudio para nosotros es oro y plata y el medio acuoso es el cianuro de sodio, vamos a presentar el grafico Eh-pH para esta especie.

2.1.6 Termodinámica del cianuro

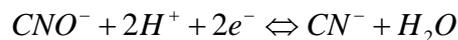
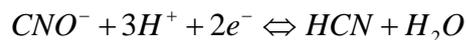
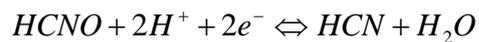
El cianuro de sodio, disuelto e ionizado en el agua, formara iones de cianuro libre y cationes metálicos.



Los iones de cianuro libre hidrolizados en agua formaran:



Y considerando las demás reacciones tenemos:



Con estas reacciones y los potenciales químicos de las sustancias que están presentes se construye el grafico de Eh-pH para el $CN^- - H_2O$.

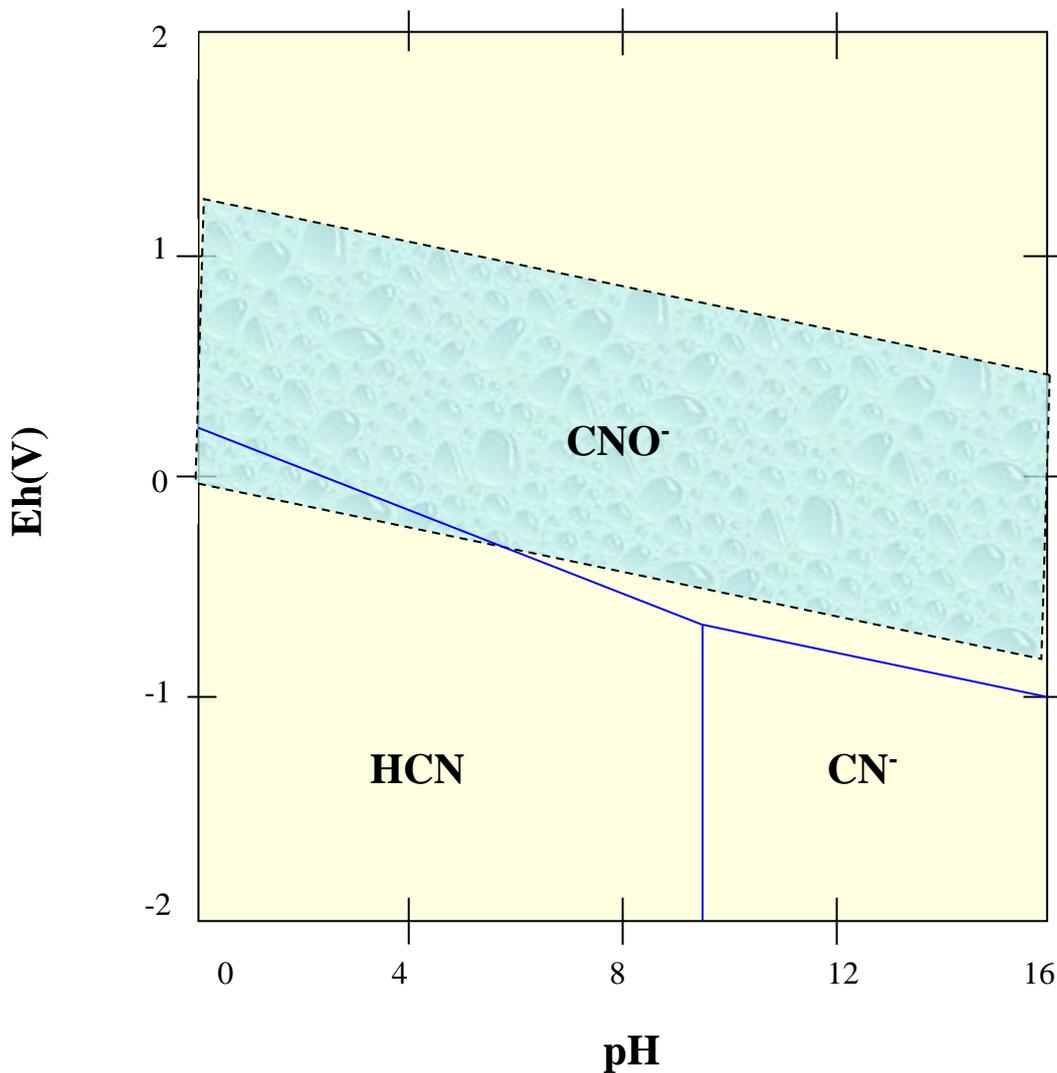


Figura N° 5 Diagrama de Pourbaix para el sistema $\text{CN}^- - \text{H}_2\text{O}$ a 25°C

2.2 Lixiviación del oro

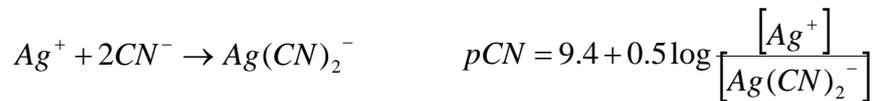
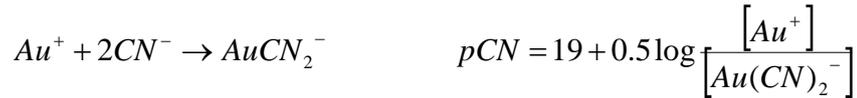
La lixiviación con cianuro puede ser de potasio o sodio, es el método más usado para la recuperación del oro y plata, debido a que lo disuelve en combinación con el agua en presencia de oxígeno. El más usado es el cianuro de sodio y generalmente se usan soluciones diluidas que va de 0.01% a 0.05%.

2.2.1 Aspectos termodinámicos

La termodinámica del sistema $\text{Au} - \text{CN}^- - \text{H}_2\text{O}$, toma en cuenta a todas sus propiedades termodinámicas y a sus estados estables y meta estables. También nos

va a indicar la presencia de los complejos aurocianuros y calcular la cantidad relativa de los iones aurocianuros presentes en la solución.

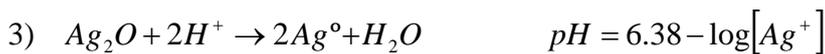
Los equilibrios entre el oro, plata, cianuro y sus complejos se representan por las siguientes reacciones.



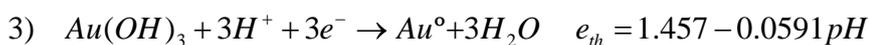
2.2.2 Diagrama de Pourbaix $Au - Ag - CN^-$

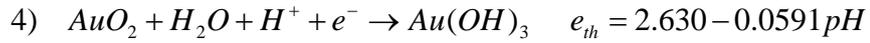
Los metales en estudio para nosotros son el oro y plata, entonces vamos a presentar el diagrama de Pourbaix para estas especies, su interpretación es esencial para comprender toda la termodinámica y se puede ver las zonas de pasividad, corrosión y disolución del oro y la plata. Las reacciones que se toman en cuenta son:

Para la plata tenemos:



Para el oro tenemos:





Para la zona de estabilidad del agua tenemos:

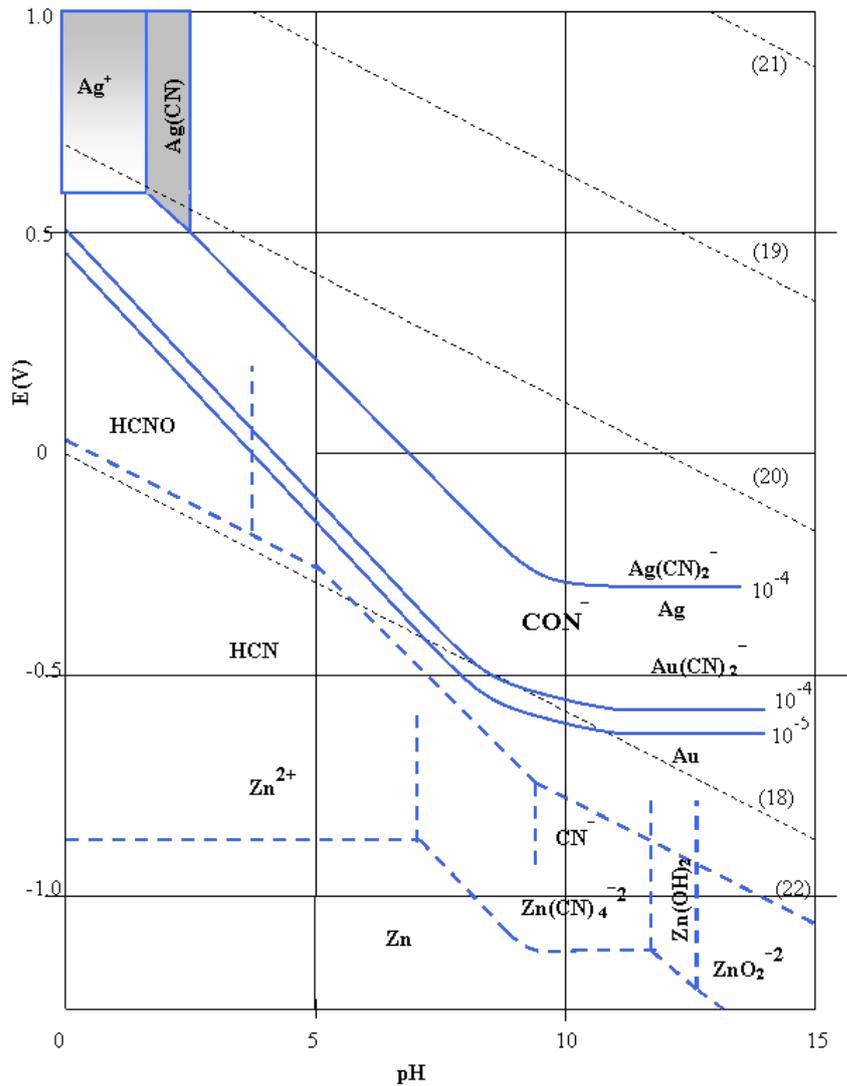
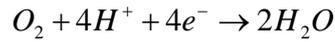
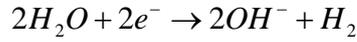


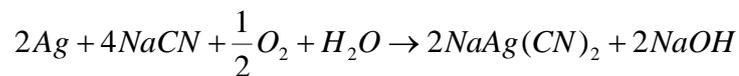
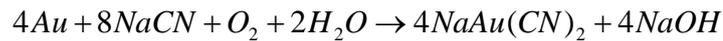
Figura N° 6 Diagrama de Pourbaix $\text{Au} - \text{Ag} - \text{CN}^-$ a 25 °C y 0.01M de cianuro

2.2.3 Ecuaciones que gobiernan la disolución del oro.

Hay diversas reacciones químicas que se tiene en la cianuración, a continuación vamos a mencionar los mas conocidos.

2.2.3.1 Ecuación de Elsner (1846)

Esta reacción fue enunciada por Elsner en su *Journal Prakchen*. El principio está basado en que la disolución del oro en solución de cianuro, depende principalmente de la presencia de oxígeno. La reacción es similar para el caso de la plata.



2.2.3.2 Ecuación de Janin (1882)

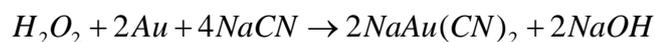
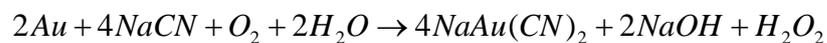
Difiere con el de Elsner, porque no acepta que sea el oxígeno esencial para la disolución del oro y más bien propone que el hidrógeno es esencial para la disolución del oro, de acuerdo a la ecuación:



Experimentalmente Maclaurin (1893) y Christy (1896), concluyeron que la teoría de Janin es termodinámicamente imposible.

2.2.3.3 Ecuación de Boblander (1896)

Propone que se forma un producto intermedio que es el peróxido de hidrógeno según:

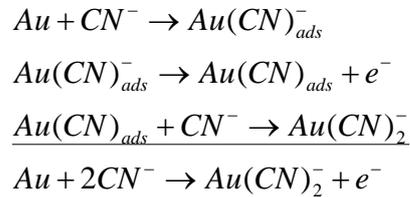


En forma global, la teoría es la misma que la ecuación de Elsner.

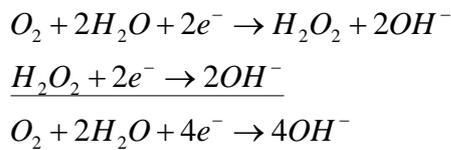
2.2.3.4 Ecuación de B. Boonstra (1943)

Su principio está determinado, por los principios electroquímicos de la corrosión teniendo el cátodo y ánodo.

Para la reacción anódica se tiene el mecanismo:



Para la reacción catódica se tiene el mecanismo:



2.2.4 Cinética de la cianuración

Fue Thompson, quien demostró experimentalmente esta cinética, utilizó pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soporte de las esferas, hizo circular una corriente de cianuro de potasio libre de aire, luego de 3 días constato una ligera corrosión en el lado opuesto de la dirección del flujo, luego de 3 días mas (acumulado 6), la partícula de oro se redujo a la mitad, esto lo podemos apreciar en:

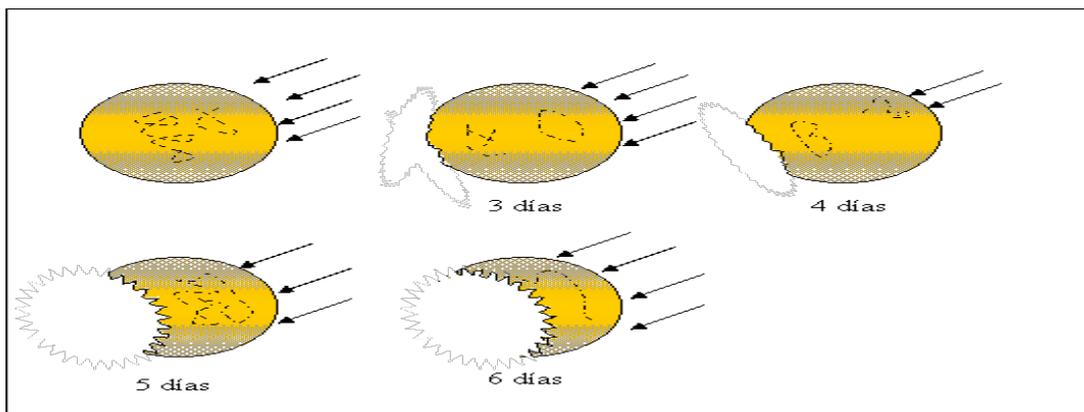
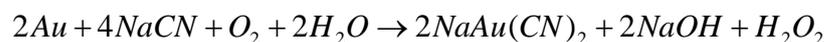


Figura N° 7 Corrosión de esferas de oro por acción del KCN

F. Habashi (1966-1967), dedujo que el proceso de la disolución del oro en solución de cianuro, es de naturaleza electroquímica según la reacción:



Una representación clásica de la disolución del oro en una fase acuosa que contiene el acomplexante cianuro CN^- , se muestra a continuación.

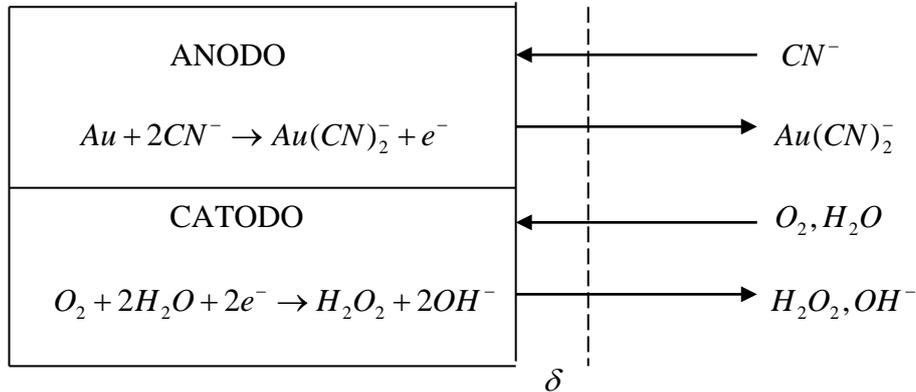


Figura N° 8 Mecanismo de la disolución del oro.

2.2.5 Variables.

Las principales variables y/o parámetros operacionales causan dos tipos de efectos pueden ser aceleradores o retardadores en la disolución del oro en el proceso, por eso son controlados y son detallados a continuación.

2.2.5.1 Tamaño de la partícula.

Para escoger el método de tratamiento y/o proceso de los minerales de oro, es importante conocer como se encuentra el oro en el mineral, si es oro fino u oro libre grueso (free milling gold). Si es fino no hay problemas en el proceso de cianuración si es oro libre grueso, si va a ser necesario separarlo y se aprovecha el alto peso específico del oro para separarlo por gravimetría por medio de trampas, jigs concentradores centrífugos, etc. Se separa porque el oro libre grueso (mayores a 0.104 mm) va a necesitar mas tiempo para disolverse.

En un proceso convencional, en el circuito de molienda se hace la clasificación generalmente se usan los hidrociclones y se hacen circuitos cerrados para aprovechar

que el oro libre grueso o los pesados, regresen al molino, hasta obtener el tamaño o espesor adecuado y rebose el clasificador, en este caso el over flow del hidrociclón.

A continuación se muestra un diagrama de flujo convencional mas usado en el tratamiento de minerales de oro (figura 8).

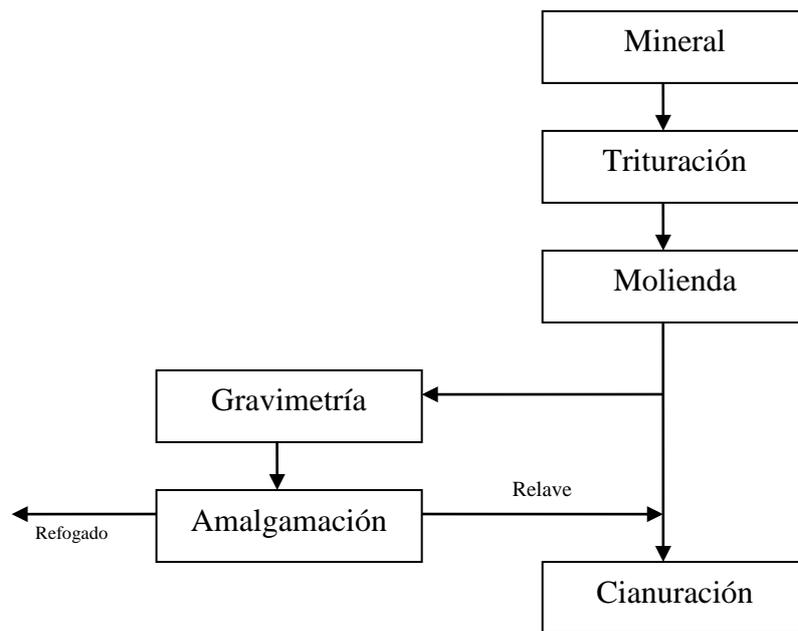


Figura N° 9 Diagrama de flujo para la recuperación del oro libre grueso.

La granulometría óptima del proceso debe determinarse por medio de pruebas en laboratorio, ya que es de vital importancia, porque:

- a) La superficie de reacción aumenta cuando disminuye el tamaño de la partícula.
- b) La excesiva liberación (demasiado tiempo de molienda), produce liberación de compuestos cianicidas que suben el consumo de reactivos.

2.2.5.2 Concentración de cianuro

El cianuro de sodio es fácilmente soluble en agua. En la lixiviación del oro se usan soluciones diluidas de cianuro de sodio, que van de 0.01% a 0.05%. La solubilidad del oro en una solución de cianuro aumenta rápidamente al pasar de soluciones

diluidas a las concentradas, hasta alcanzar un máximo, a mayores concentraciones de este punto el consumo de cianuro se incrementa y también se ve afectada la disolución y como consecuencia de esto, la recuperación va a disminuir. Este efecto se puede ver en la grafica que determinaron Maclaurin para el cianuro de potasio y Barsky para el cianuro de sodio.

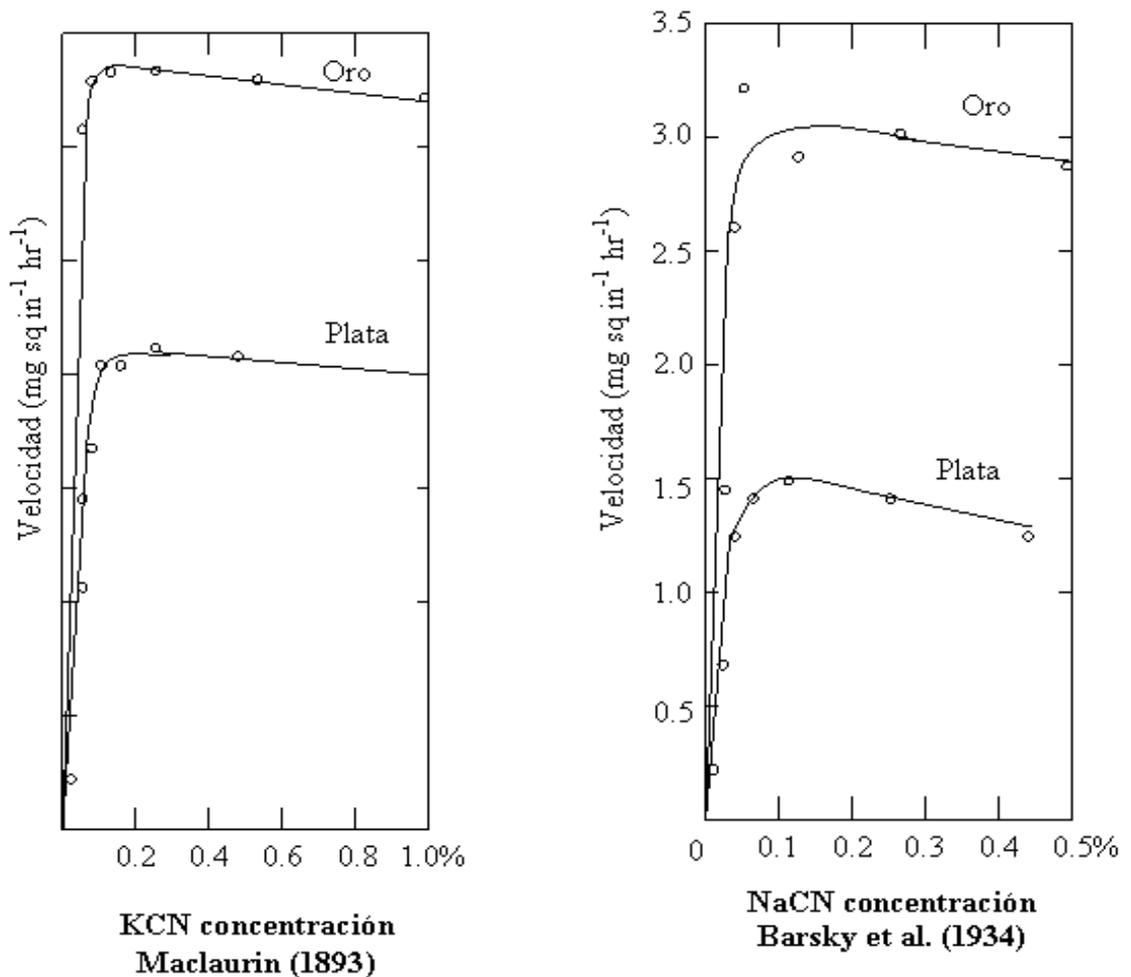


Figura N° 10 Efecto de la concentración del cianuro

De la formula que gobierna la velocidad de disolución del oro, se puede ver que para concentraciones bajas de cianuro, la velocidad de disolución va a depender de dicha concentración, y para concentraciones altas, la velocidad de disolución depende de la concentración de oxígeno disuelto.

$$r = \frac{2AD_{CN^-}D_{O_2}[CN^-] \times [O_2]}{\delta \{D_{CN^-}[CN^-] + 4D_{O_2}[O_2]\}}$$

Donde:

A : Área superficial del área anódica más catódica.

δ : Espesor de la capa limite en cm.

D_{CN^-} : Coeficiente de difusión del cianuro disuelto en $\frac{cm^2}{seg}$

D_{O_2} : Coeficiente de difusión del oxígeno disuelto en $\frac{cm^2}{seg}$

$[CN^-]$: Concentración del CN^- en $\frac{mol}{lt}$

$[O_2]$: Concentración del O_2 en $\frac{mol}{lt}$

De la fórmula tenemos que:

Para $[CN^-]$ = bajas

$$r = \frac{AD_{CN^-}[CN^-]}{2\delta}$$

$$r = K_1[CN^-]$$

Para $[CN^-]$ = altas

$$r = \frac{2AD_{O_2}[O_2]}{\delta}$$

$$r = K_2[O_2]$$

En la cianuración del oro y plata, es necesaria siempre la presencia de cianuro libre CN^- , para la formación de complejos.

2.2.5.3 Concentración de oxígeno

En condiciones normales de la lixiviación, el oxígeno es indispensable para la disolución del oro. Existen minerales que son consumidores de oxígeno y necesariamente se tiene que usar agentes oxidantes tales como, permanganato de potasio, cloro, bromo, peróxido de hidrógeno, etc. Pero por su alto costo no se usan o también se puede insuflar oxígeno puro, o en el peor de los casos aire, sino hacemos eso el porcentaje de recuperación va ser afectado y se va a incrementar el consumo de cianuro. La presencia de oxígeno disuelto en la solución varía de acuerdo a los metros sobre el nivel del mar (msnm) donde se realiza el proceso, su nivel máximo sobre el nivel del mar es de aprox. $8 \frac{mg}{lt}$.

Para ver el efecto del oxígeno, veamos la fórmula que gobierna la velocidad de disolución del oro, en donde se puede ver que, para concentraciones altas de cianuro se tiene:

Para $[CN^-] = \text{altas}$

$$r = K_2[O_2]$$

Para concentraciones altas de cianuro, la velocidad de disolución va a depender de la concentración del oxígeno. En conclusión una oxigenación eficiente, incrementa la

velocidad de disolución del oro e incrementa la recuperación y disminuye el consumo de cianuro.

En la mayoría de Plantas se trabaja con una concentración de cianuro alto, por eso es que el proceso va a depender de la concentración del oxígeno.

Pero va a alcanzar el equilibrio cuando: $K_1[CN^-] = K_2[O_2]$

$$\frac{AD_{CN^-}[CN^-]}{2\delta} = \frac{2AD_{O_2}[O_2]}{\delta}$$

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 4 \frac{D_{O_2}}{D_{CN^-}}$$

A 25 °C se tiene que:

$$D_{O_2} = 2.76 \times 10^{-5} \frac{cm^2}{seg}$$

$$D_{CN^-} = 1.83 \times 10^{-5} \frac{cm^2}{seg}$$

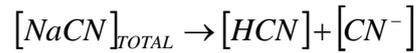
$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6$$

2.2.5.4 Temperatura

El incremento de la temperatura aumenta la actividad de la solución, incrementando la velocidad de disolución del oro, hasta un cierto punto, ya que con el incremento de la temperatura la cantidad de oxígeno en la solución disminuye y afecta la disolución y aumenta el consumo de cianuro.

2.2.5.5 pH

Es de vital importancia controlar la alcalinidad en el medio acuoso, ya que va a reducir la descomposición del cianuro, esto se puede ver:



Para: $[NaCN]_{TOTAL} = 10^{-2} M$ (aprox. 0.05% NaCN)

pH	CN ⁻	pH	% CN ⁻
14	0.00999975	14	99.997
13	0.00999749	13	99.975
12	0.00997494	12	99.749
11	0.00975497	11	97.550
10	0.00799240	10	79.924
9.4	0.00500000	9.4	50.000
9	0.00284747	9	28.475
8	0.00038287	8	3.829
2	0.00000000	2	0.000

Tabla N° 3 pH versus cianuro

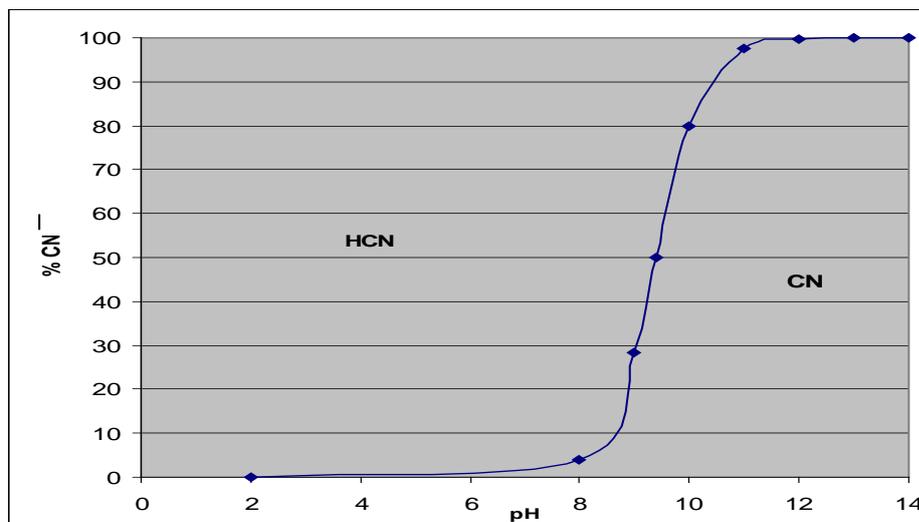
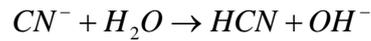


Figura N° 11 Efecto del pH con el cianuro

También debemos tener en cuenta, que a pH elevados, el ión cianuro se va a hidrolizar y por consiguiente hace decrecer la velocidad de disolución, ya que el HCN no tiene acción disolvente sobre el oro.



La alcalinidad de la solución puede controlar lo siguiente:

- a) Previene la pérdida de cianuro por hidrólisis.
- b) Prevenir la pérdida de cianuro por la acción del dióxido de carbono.
- c) Neutralizar las sales ferrosas y sales ferricas.
- d) Es un sedimentador de partículas finas.

2.2.5.6 Agitación

Si el sistema es bien agitado, el transporte de masa es muy eficiente y ayuda en la velocidad de la reacción, esto porque controla la difusión del CN^{-} desde el seno de la solución hacia la superficie del mineral.

El espesor de la capa de difusión de Nernst (δ), va a depender de la velocidad de agitación, a mayor velocidad la capa de difusión disminuirá.

2.2.5.7 Tiempo

Es importante el tiempo del proceso, como sabemos que la disolución o extracción del oro al principio es rápido y luego decrece, por eso es importante determinar el tiempo límite, ya que va a depender de la economía del proceso.

2.2.6 Datos operativos a tener en cuenta de los parámetros mencionados

2.2.6.1 La mineralogía del mineral

Se debe conocer al detalle todas las especies que están ingresando acompañando al oro y plata, porque los minerales metálicos que se disuelven en la solución cianurada como el cobre, fierro, azufre, etc. van a influenciar en la disolución del oro y plata, ya que algunos van a ser cianicidas y otros van a consumir el oxígeno. Estos elementos metálicos disueltos también van a influenciar en la adsorción del oro y plata en el carbón, ya que la adsorción de oro disminuye cuando aumenta la presencia de impurezas en la solución (Cu, Zn, etc.). Así como también dificultan en el proceso de precipitación del oro y plata con el polvo de zinc (Merrill Crowe) originando un excesivo consumo de zinc. También existe minerales metálicos que van a favorecer tales como: el plomo, bismuto, etc. Que se podría agregar llegado el caso ejemplo del plomo, se podría agregar acetato de plomo.

2.2.6.2 En la molienda

Para un proceso clásico de lixiviación del oro, donde esta involucrado los molinos de bolas o barras como encargados de la reducción de la partícula se tiene que: en la practica es importante y vital que se busque una buena disolución en la molienda y clasificación, ya que la mayoría de los parámetros mencionados, están involucrados en la molienda, porque en el molino existe un ambiente energético y eficaz de disolución del oro y plata tales como:

a) Libera las partículas valiosas de la ganga. Por efecto de la rotación existe un desplazamiento centrífugo de las bolas, fracturando por golpe y fricción.

- b) En el interior del molino existe agitación, durante el avance del mineral, esto por medio de la rotación.
- c) Por su diseño de alimentación y descarga, siempre va existir oxígeno en el interior del molino.
- d) El efecto de golpe y fricción origina que, en el interior del molino se incremente un poco la temperatura.
- e) Como se adiciona el cianuro de sodio y la cal o soda cáustica, se va a formar una solución acuosa con el cianuro y con un pH adecuado, que se convierte en pulpa y con la presencia de cianuro, oxígeno, temperatura, agitación y la partícula valiosa expuesta, tiene que existir una buena disolución del oro y plata.

En la práctica se debe buscar llegar mínimo a 70% de disolución del oro en el área de molienda y clasificación.

2.2.6.3 En los tanques de agitación

Trabajar al mayor porcentaje de sólidos, el ideal sería 40%.

2.3 Recuperación del oro

Las especies (oro y plata) ya disueltas (cianurados) en el medio acuoso, pasan a una etapa de recuperación, ya sea desde la pulpa cianurada (con carbón activado) o de la solución cianurada (polvo de zinc). Un flujo clásico para la recuperación de valores se muestra a continuación.

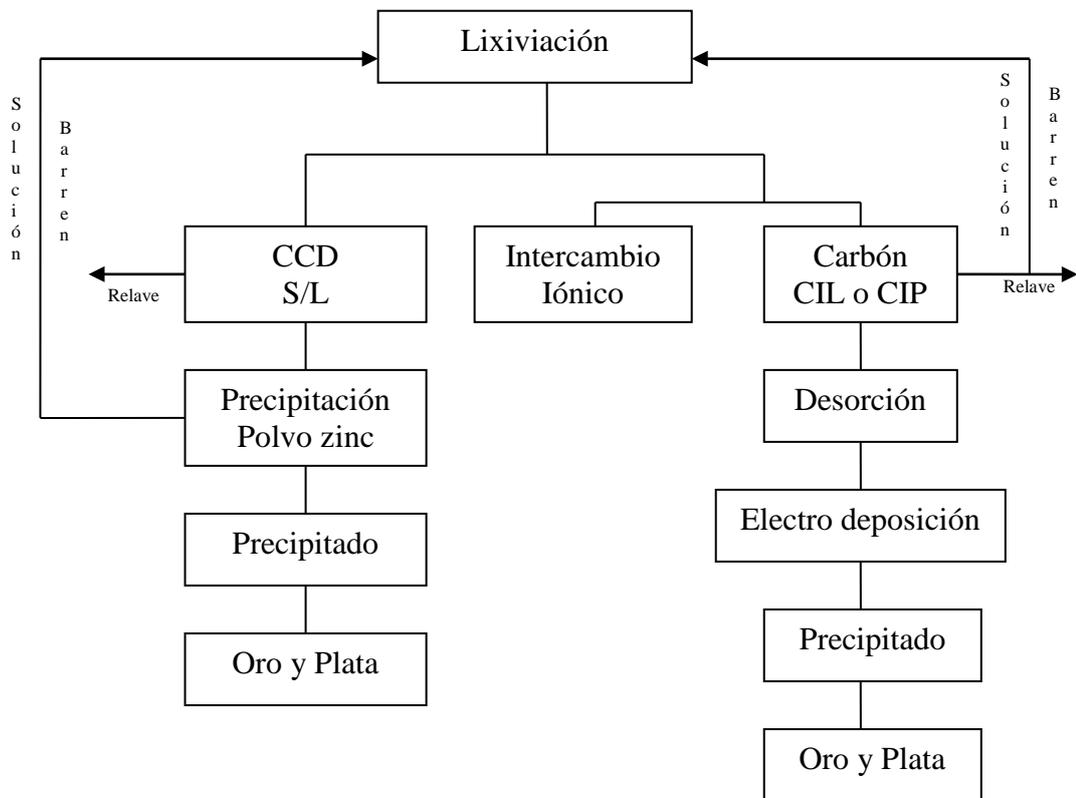


Figura N° 12 Diagrama de flujo para la recuperación de oro

El proceso con carbón activado, se emplea para minerales que tienen oro y/o mas oro que plata, y el proceso de Merrill Crowe se aplica para minerales que contienen más plata que oro y soluciones con alto oro.

2.3.1 Merrill Crowe

La precipitación del oro y plata que están como complejos con el CN^- en el medio acuoso, con la adición del polvo de zinc al medio acuoso, que paso por una clarificación y desoxigenación, esta basado en el hecho de que el oro y plata son mas electronegativos respecto al zinc, se puede ver a continuación:

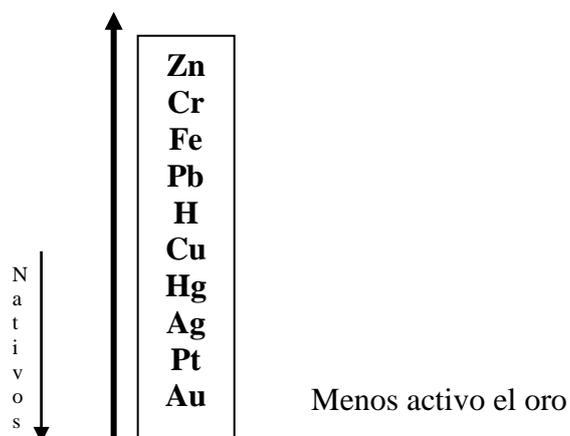


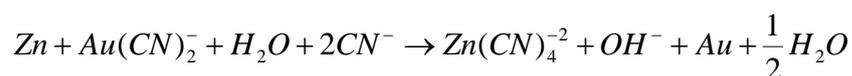
Figura N° 13 Actividad de los principales metales.

Los metales que están en la parte superior, desplazan de sus compuestos a los que se encuentran abajo.

2.3.1.1 Mecanismo

Es un proceso redox, donde el zinc pasa a la solución oxidándose, pierde electrones que son ganados por los átomos de oro, que se encuentran como catión y se reduce sobre la partícula de zinc, o dicho de la forma mas sencilla, que ocurre un reemplazo electroquímico del oro por el zinc.

De acuerdo a Barin, la reacción global para la cementación es:



Se debe tener siempre en cuenta lo siguiente:

- a) Se usa zinc en polvo, porque su área superficial va a ser mayor y acelera la cinética de precipitación.

- b) A menor oxígeno disuelto, menor consumo de zinc.
- c) Se adiciona sales solubles de plomo (acetato de plomo), para formar la aleación zinc-plomo sobre la superficie de las partículas de zinc, el cual inhibe la pasivación de las superficies de zinc.
- d) Siempre se adiciona un exceso de zinc, ya que el CN^- con el álcali libre en la solución tienden a atacar el zinc disolviéndolo.
- e) El pH se debe controlar entre 10 a 11, porque no tiene efecto apreciable sobre la velocidad de cementación. Pero no debe ser mayor a 12.
- f) La formación de hidróxido de zinc es indeseable, porque va a cubrir la superficie del zinc, ocasionando su pasividad e inhibe la precipitación del oro y plata.



- g) La estabilidad del hidróxido de zinc, depende de la concentración de cianuro, pH y la concentración de zinc disuelto.

Esto se puede apreciar en el diagrama de Pourbaix (figura N° 12), para el oro, zinc y cianuro.

En la práctica se debe buscar lo siguiente:

- a) Las partículas en suspensión no deben ser mayor a 5 ppm.
- b) El oxígeno disuelto en la solución no debe exceder de 1 ppm.
- c) Tener el cianuro libre adecuado, de 0.1% a 0.15%.

superficial y tienen la propiedad de adsorber el oro, plata, cobre a partir de soluciones cianuradas como especies neutras.

El carbón activado de cáscara de coco, tiene un gran área superficial de aproximadamente $1000 \text{ m}^2 / \text{gramo}$. Sus propiedades principales son:

- a) Capacidad de adsorción.
- b) Velocidad de adsorción.
- c) Resistencia
- d) Reactivable.

Para los estudios, los poros están definidos en 2 clases de tamaños:

Tipo	Diámetro A°	Superficie activa %
Macroporos	1000 a 2000	5
Microporos	10 a 20	95

Tabla N° 4 Tamaño de los poros del carbón activado.

2.3.2.1 Adsorción

Se pudo observar que los materiales orgánicos como los carbonáceos que tienen una alta superficie específica, cuando están presentes en la cianuración adsorben el oro y plata de la solución (preg-robbing), esto fue aprovechado para utilizar el carbón para recuperar valores.

La adsorción de cianuro de oro, plata, mercurio, cobre, ocurre por difusión a través de poros y adsorción sobre lugares activos.

Los factores que afectan la adsorción del oro y plata en el carbón son:

- a) La agitación, la velocidad de carga en el carbón depende del grado de agitación.
- b) La carga iónica, reduciendo la concentración de CN^- , se incrementa la adsorción.

- c) Temperatura, a mayor temperatura mayor velocidad de adsorción del oro, ojo pero hasta un cierto valor (no más de 30 °C), ya que a temperaturas más altas ocurre la desorción.
- d) Concentración de impurezas, la adsorción de oro disminuye cuando aumenta la presencia de impurezas en la solución (Cu, Zn, etc.).
- e) La proporción del oro con respecto a la plata.
- f) Tiempo de contacto.

En la practica generalmente la concentración optima de carbón en los tanques, esta en el rango de 20 a 25 gr./lt.

2.3.2.2 Desorción

Se aprovecha la propiedad de los carbones activados, que a mayor temperatura comienza la elusión, por eso la temperatura es la propiedad mas importante en la desorción, también tenemos otros factores que influyen en la elusión.

- a) Como dijimos la temperatura es primordial en la desorción.
- b) El cianuro libre, el CN^- compite con los complejos cianurados $Au(CN)_2^-$, $Ag(CN)_2^-$, etc., por adsorber sitios en el carbón y desplazarlos, pero un exceso de CN^- , no va a tener efecto sobre la desorción.
- c) pH, el ión hidróxido desplaza a los iones aurocianuros igual que el ión CN^- , lo mismo ocurre con los iones de plata, mercurio y cobre.
- d) Solvente orgánico, el alcohol es un solvente orgánico que acelera el tiempo de elusión.

En la práctica generalmente se usa lo siguiente:

Cianuro de sodio: 0.15 a 0.2%

Hidróxido de sodio: 2%

Alcohol etílico: 10%

2.3.2.3 Reactivación

2.3.2.3.1 Químico

Se reactiva con ácido clorhídrico al 10%, se usa principalmente para eliminar los carbonatos y sílice.

2.3.2.3.2 Térmico

Se realiza en hornos especiales (rotatorios). Entre unos 600 °C a 800 °C, sin la presencia de oxígeno, sirve para eliminar las materias orgánicas.

2.3.3 Electrodeposición

La solución procedente de la elusión de carbón con los valores, son recuperados por electrodeposición en celdas electrolíticas. Se trabaja con corriente de 220 voltios y con un rectificador de corriente se logra el voltaje deseado.

Los factores principales para un buen proceso son:

- a) El voltaje de trabajo es de 3 a 3.5 voltios.
- b) El flujo de la solución.
- c) Calidad de la viruta de acero.

CAPITULO III

INCREMENTO DE LA PRODUCCION Y RECUPERACION DE ORO

3.1 Objetivo.

Incrementar la recuperación de oro, aumentando la producción.

3.2 Fundamento.

En estos tiempos donde el precio del oro es muy alto, en comparación a otros años es de vital importancia, buscar alternativas que nos permita incrementar la producción y aprovechar el momento, ya que la minería es cíclica, hay tiempos malos y tiempos buenos. Los trabajos que se están realizando en la Empresa, es la de bajar los costos de producción e incrementar en lo posible la recuperación.

3.3 Introducción.

El tratamiento de minerales en la Planta es un poco complejo, se acopia minerales de diferentes zonas, se tiene óxidos, sulfuros, etc. Según la mineralogía se puede ver que la mayor parte del mineral procesado son óxidos y mixtos, pero también hay ingreso de minerales sulfurados, entre ellos tenemos: pirita, calcopirita, bornita, pirrotita y tetrahedrita. También se tienen ingresos de óxidos de cobre, tales como la malaquita y crisocola.

En Planta se procesa el mineral de acuerdo al ingreso y disponibilidad de compra del mineral. Para comparación y mejor estudio, se va a agrupar en tres bloques, óxidos

sulfuros y mixtos. El presente trabajo se divide en dos partes, uno el de aumentar la producción y el siguiente aumentar la recuperación.

3.4 Incremento de la producción.

La posibilidad solo de incrementar la producción, poniendo en riesgo la recuperación tiene sus ventajas, ya que los equipos trabajarían al máximo de su capacidad, también la mayor producción diluye los gastos fijos.

La Planta estaba procesando entre estos parámetros:

- 1.- Ley del mineral procesado: $0.750 \text{ ozAu}/\text{tc}$
- 2.- Días trabajados en el mes: $28 \text{ dias}/\text{mes}$
- 3.- Tasa de tratamiento: 95 TMSD
- 4.- Gravedad específica del mineral: $2.7 \text{ gr}/\text{cm}^3$
- 5.- Densidad de pulpa over flow: $1260 \text{ gr}/\text{lt}$
- 6.- Porcentaje de sólidos: 32.77 %.

Se hizo estudios para incrementar el tonelaje y no bajar el porcentaje de recuperación obtenido hasta estos momentos, mas bien vamos a ver la posibilidad de incrementar la producción manteniendo la recuperación y si fuera posible, incrementar la producción subiendo la recuperación.

La Planta tiene instalado en el área de molienda y clasificación, capacidad para procesar 180 toneladas por día, se tiene 3 molinos de bolas, un 6'x 6' y dos 5'x 6', en estos momentos se esta operando con dos molinos el 6'x 6' y un 5'x 6' y se estaba procesando a 95 TMSD, pero esos molinos tienen capacidad para procesar mas, y se incremento el tonelaje a 120 TMSD, con la misma cantidad de tanques, se hizo las

evaluaciones a esas condiciones, al iniciar el estudio se tenía 8 tanques de agitación, 4 tanques 12' x 16' y 4 tanques 16' x 16', la razón de no incrementar el tonelaje fue por falta de tiempo de retención. Para atacar el incremento de la recuperación, se evaluó los parámetros de operación con que se trabajó en ese momento en Planta a 120 TMSD.

3.5 Incremento de la recuperación.

Actualmente en Planta se está obteniendo una recuperación promedio de: 91.47% el trabajo que se realizó, es la de incrementar esta recuperación. Se evaluó los principales parámetros de operación, tales como, liberación de la partícula, fuerza de cianuro, el tiempo de residencia y el oxígeno disuelto.

Para tener una idea de lo que se hizo, vamos a describir los parámetros de operación con lo que se trabajaba al procesar el mineral. Se vuelve a mencionar que todo el mineral y relave que se procesa, viene de diferentes zonas y se va a agrupar en: óxidos (10% máximo de sulfuro y otros), sulfuro (mínimo 60%) y mixtos (máximo 40% de sulfuro). Todo el mineral que se va a procesar depende o es de acuerdo al ingreso y disponibilidad del mineral o relave (compra). El ingreso de minerales auríferos a Planta en estos momentos, está en un promedio de 70% minerales óxidos y mixtos y 30% minerales sulfuros, es por eso que lo vamos a separar en su estudio el procesamiento de estos minerales no siempre es por separado, se hace mezclas de estos, se procesa de acuerdo a la disponibilidad del mineral. En las fotos N° 2 y 3 se ve estos minerales y relaves.

3.5.1 Evaluación al procesar cada tipo de mineral en Planta.

Se hizo el estudio por separado a cada grupo y se muestra a continuación.



Foto N° 2 Cancha de almacenamiento de minerales.



Foto N° 3 Cancha de almacenamiento de relaves de amalgamación.

3.5.1.1 Óxidos (10% máximo de sulfuros y otros).

Cuando se procesa este tipo de minerales, generalmente no se tiene problemas, ya que es un material dócil, nos permite incrementar la tasa de tratamiento, obteniendo una aceptable molienda y un consumo de reactivos moderado. Las campañas que se muestran en el cuadro, son antes de empezar el estudio.

Campaña N°	TMS Procesado	Ley Au Oz/tc	%	%	TMS Día	Consumo kg/t		%
						NaCN	Cal	
1	584.55	0.683	0	88.91	119.80	5.67	6.59	92.40
2	590.45	0.801	0	89.53	120.35	5.39	5.65	92.10
3	475.10	0.874	0	90.06	120.06	4.99	3.97	91.81
4	486.01	0.501	9.51	90.10	119.98	6.01	8.55	91.60
5	508.96	0.601	8.54	89.95	119.86	5.99	5.32	92.01
	2645.1	0.694	3.39	89.67	120.01	5.61	6.03	92.01

Cuadro N° 5 Datos obtenidos en operación Planta con óxidos.

Mostramos la cinética de disolución en la molienda y los tanques de agitación para este tipo de materiales.

N°	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
	Au Oz/tc								
1	0.220	0.124	0.101	0.079	0.060	0.056	0.055	0.052	0.049
2	0.265	0.149	0.124	0.097	0.072	0.069	0.065	0.064	0.059
3	0.286	0.165	0.130	0.100	0.081	0.075	0.074	0.070	0.069
4	0.141	0.085	0.051	0.049	0.041	0.041	0.039	0.038	0.038
5	0.181	0.109	0.095	0.072	0.049	0.045	0.043	0.042	0.041
	0.220	0.127	0.101	0.080	0.061	0.057	0.055	0.053	0.051

Cuadro N° 6 Leyes de las salidas de los tanques con óxidos.

Nº	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
	% Disolución								
1	67.79	81.84	85.21	88.43	91.22	91.80	91.95	92.39	92.83
2	66.92	81.40	84.52	87.89	91.01	91.39	91.89	92.01	92.63
3	67.28	81.12	85.13	88.56	90.73	91.42	91.53	91.99	92.11
4	71.86	83.03	89.82	90.22	91.82	91.82	92.22	92.42	92.42
5	69.88	81.86	84.19	88.02	91.85	92.51	92.85	93.01	93.18
	68.65	81.84	85.69	88.58	91.31	91.78	92.08	92.36	92.65

Cuadro N° 7 Porcentaje de extracción en los tanques con óxidos.

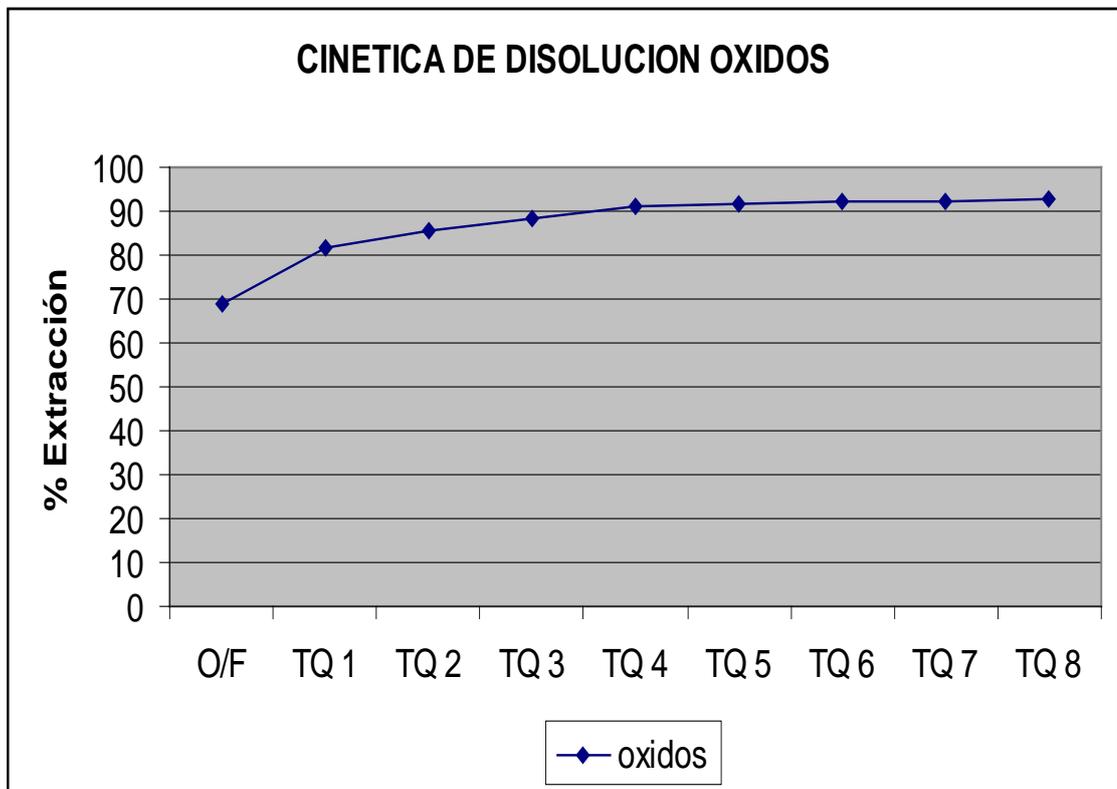


Figura N° 15 Cinética de disolución de una campaña de minerales óxidos.

3.5.1.2 Sulfuros (mínimo 60%).

En este bloque, los problemas que se presentan son de un consumo mayor de reactivos, abrasión alta de carbón activado, se baja la tasa de tratamiento y se obtiene una buena molienda y una mayor densidad de trabajo sin problemas.

Campaña Nº	TMS Procesado	Ley Au Oz/tc	%	%	TMS Día	Consumo kg/t		%
						NaCN	Cal	
1	480.39	0.857	62.70	90.51	110.56	6.25	8.50	90.50
2	453.78	0.925	61.22	90.88	112.30	6.63	6.95	90.81
3	473.82	0.723	64.10	90.80	109.99	6.99	7.69	90.00
4	466.84	0.697	70.20	91.00	110.11	7.02	10.50	89.10
5	414.88	0.754	79.85	90.70	108.56	7.31	9.50	90.00
	2289.7	0.791	67.33	90.78	110.33	6.83	8.61	90.08

Cuadro Nº 8 Datos obtenidos en operación Planta con sulfuros.

Nº	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
	Au Oz/tc								
1	0.410	0.221	0.172	0.154	0.113	0.100	0.098	0.095	0.077
2	0.423	0.215	0.185	0.157	0.101	0.099	0.096	0.080	0.078
3	0.315	0.201	0.150	0.135	0.099	0.095	0.093	0.092	0.072
4	0.311	0.195	0.129	0.100	0.091	0.089	0.085	0.074	0.072
5	0.351	0.198	0.165	0.147	0.100	0.099	0.097	0.093	0.068
	0.362	0.206	0.160	0.138	0.101	0.096	0.094	0.087	0.074

Cuadro Nº 9 Leyes de las salidas de los tanques con sulfuros.

Nº	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
	% Disolución								
1	52.16	74.21	79.93	82.03	86.81	88.33	88.56	88.91	91.02
2	54.27	76.76	80.00	83.03	89.08	89.30	89.62	91.35	91.57
3	56.43	72.20	79.25	81.33	86.31	86.86	87.14	87.28	90.04
4	55.38	72.02	81.49	85.65	86.94	87.23	87.80	89.38	89.67
5	53.45	73.74	78.12	80.50	86.74	86.87	87.14	87.67	90.98
	54.35	73.77	79.79	82.54	87.17	87.73	88.06	88.93	90.64

Cuadro Nº 10 Porcentaje de extracción en los tanques con sulfuros.

En el cuadro se puede observar que la recuperación de los sulfuros es bajo, esto probablemente se deba al tiempo de retención, el excesivo consumo de oxígeno porque la molienda es aceptable.

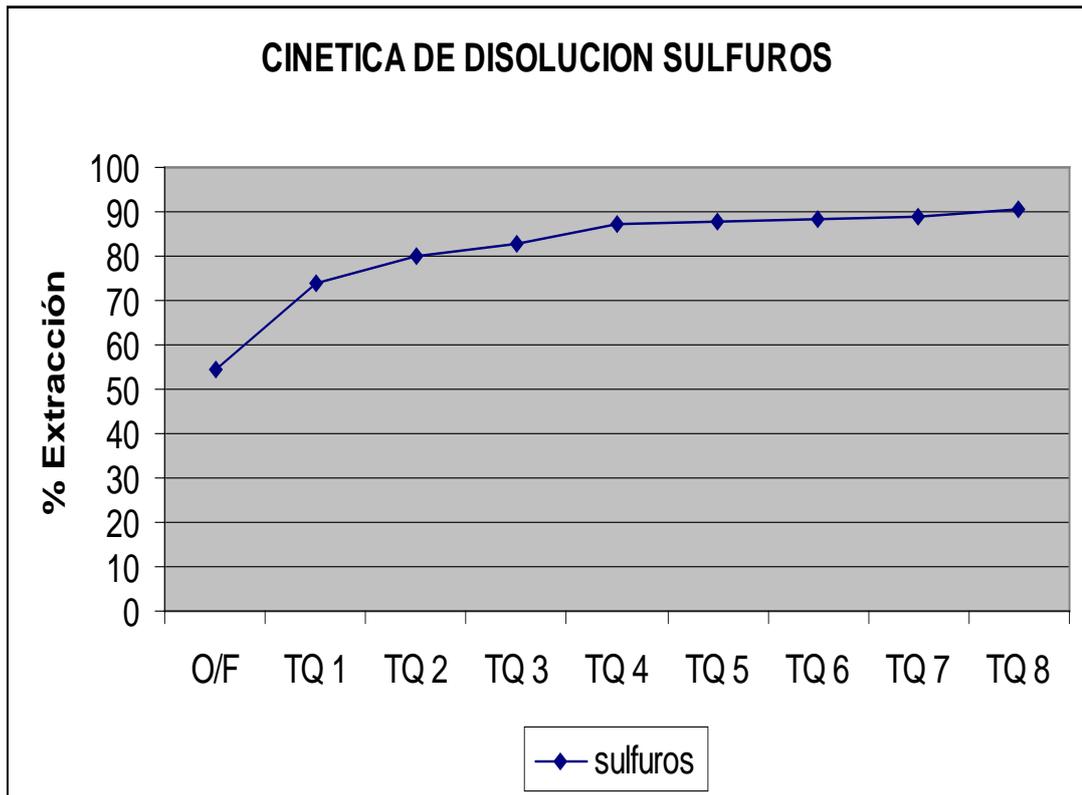


Figura N° 16 Cinética de disolución de una campaña de minerales sulfuros.

3.5.1.3 Mixtos (blending máximo 40% de sulfuros).

Cuando se procesa este tipo de materiales, los parámetros de operación tales como molienda, consumo de reactivos, son casi similares al bloque de los óxidos, su proceso se comporta igual que los óxidos, se puede ver que la recuperación esta entre estos dos grupos.

Campaña N°	TMS Procesado	Ley Au Oz/tc	%	%	TMS Día	Consumo kg/t		%
						NaCN	Cal	
1	480.70	0.756	39.75	90.00	116.85	5.99	9.85	90.51
2	411.30	0.563	26.42	89.99	119.65	6.01	9.01	90.78
3	449.58	0.769	27.42	90.62	120.36	5.76	8.56	91.60
4	537.21	0.459	36.34	90.87	116.89	6.12	7.98	90.60
5	565.68	0.799	21.63	90.05	119.96	6.00	9.11	91.51
	2444.5	0.671	30.30	90.32	118.70	5.98	8.89	91.01

Cuadro N° 11 Datos obtenidos en operación Planta con mixtos.

N°	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
	Au Oz/tc								
1	0.305	0.180	0.123	0.099	0.088	0.083	0.080	0.073	0.065
2	0.250	0.145	0.085	0.075	0.070	0.067	0.064	0.059	0.053
3	0.305	0.138	0.099	0.071	0.072	0.065	0.06	0.059	0.053
4	0.199	0.085	0.070	0.067	0.062	0.060	0.058	0.045	0.043
5	0.321	0.150	0.135	0.099	0.089	0.087	0.08	0.07	0.060
	0.276	0.139	0.103	0.083	0.077	0.073	0.069	0.061	0.055

Cuadro N° 12 Leyes de las salidas de los tanques con mixtos.

N°	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
	% Disolución								
1	59.66	76.19	83.73	86.905	88.36	89.021	89.42	90.344	91.402
2	55.6	74.245	84.9	86.679	87.57	88.099	88.63	89.52	90.586
3	60.34	82.055	87.13	90.767	90.64	91.547	92.2	92.328	93.108
4	56.64	81.481	84.75	85.403	86.49	86.928	87.36	90.196	90.632
5	59.82	81.227	83.1	87.61	88.86	89.111	89.99	91.239	92.491
	58.48	79.27	84.63	87.41	88.35	88.89	89.48	90.74	91.66

Cuadro N° 13 porcentaje de extracción en los tanques con mixtos.

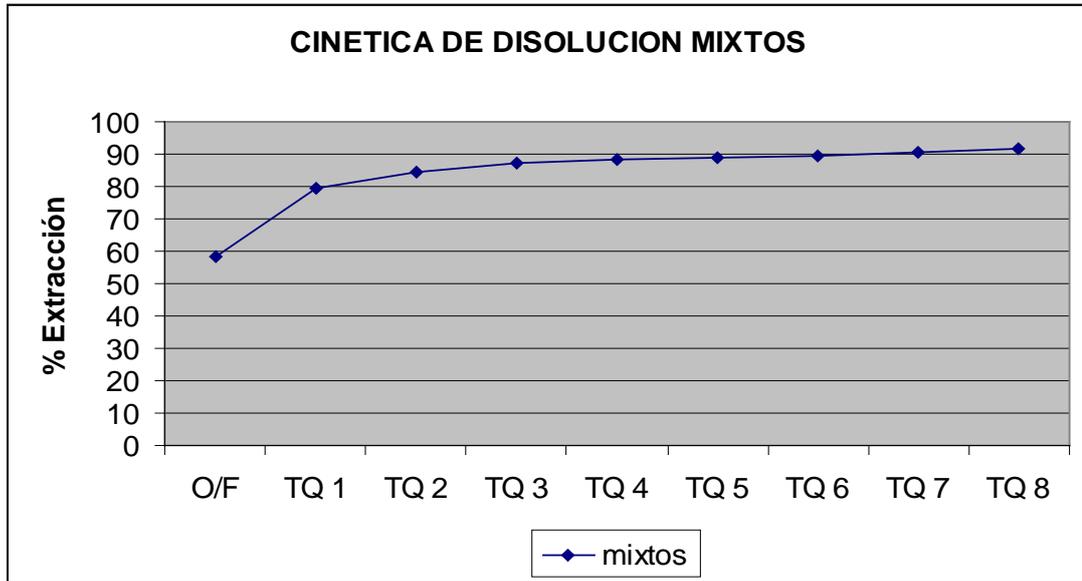


Figura N° 17 Cinética de disolución de una campaña de minerales mixtos.

Tipo	TMS Día	% -m200	Consumo kg/tm		% R
			NaCN	Cal	
Óxidos	120.01	89.67	5.61	6.03	92.01
Sulfuros	110.33	90.78	6.83	8.61	90.08
Mixtos	118.70	90.32	5.98	8.89	91.01

Cuadro N° 14 Resumen de consumo de reactivos y recuperación de oro.

Cinética de Disolución			
N°	Óxidos	Sulfuros	Mixtos
O/F	68.65	54.35	58.48
TQ 1	81.84	73.77	79.27
TQ 2	85.69	79.79	84.63
TQ 3	88.58	82.54	87.41
TQ 4	91.31	87.17	88.35
TQ 5	91.78	87.73	88.89
TQ 6	92.08	88.06	89.48
TQ 7	92.36	88.93	90.74
TQ 8	92.65	90.64	91.66

Cuadro N° 15 Resumen de la cinética de extracción en Planta.

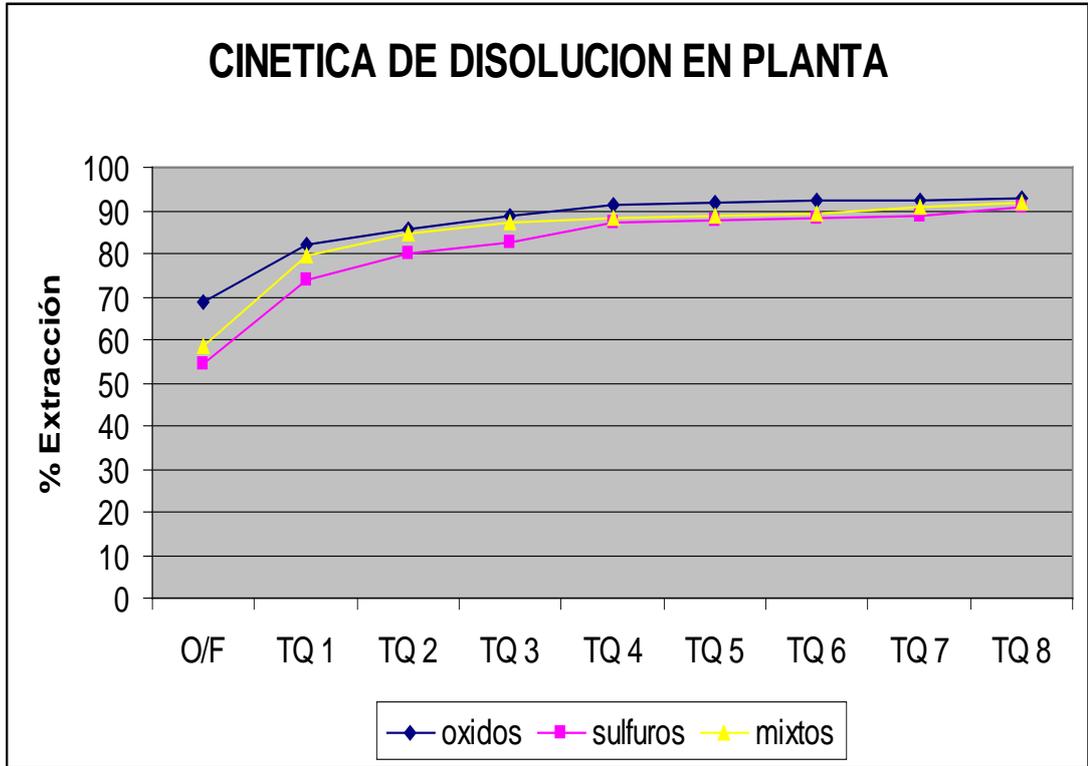


Figura N° 18 Cinética de disolución para óxidos, sulfuros y mixtos.

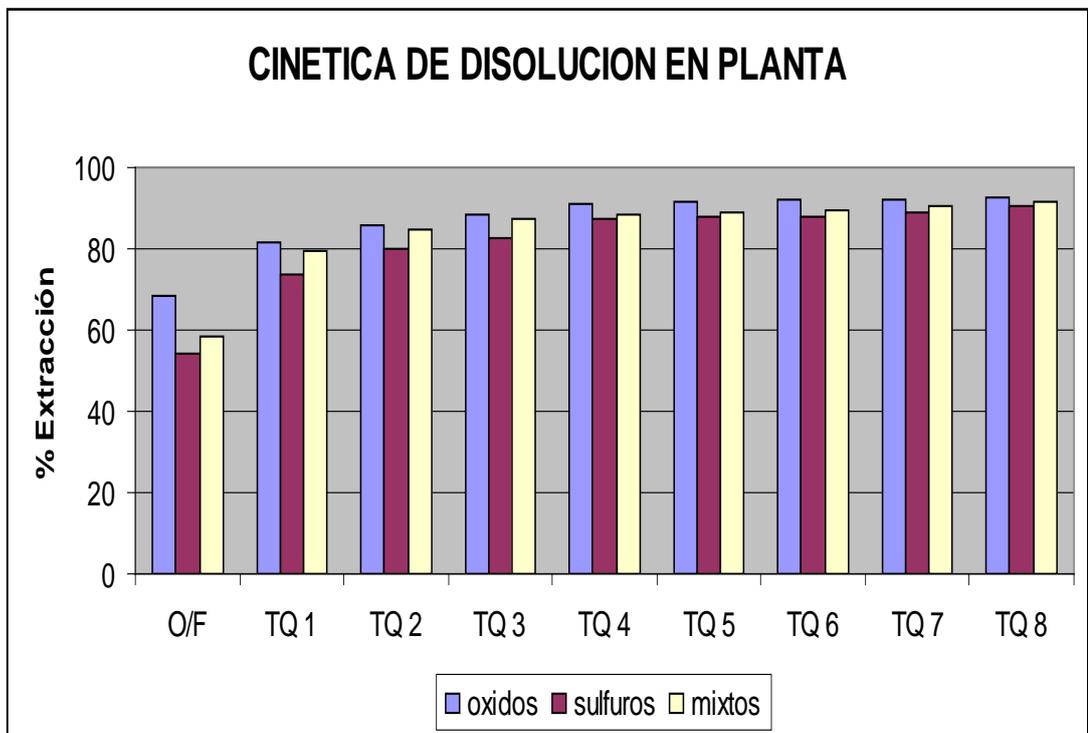


Figura N° 19 Cinética de disolución por tanques para óxidos, sulfuros y mixtos.

De los cuadros de cinética, se puede observar claramente que existe variación en la disolución para óxidos y sulfuros, para los óxidos es aceptable, pero en el caso de los sulfuros, tenemos un gran problema con la disolución que resulta muy bajo. El trabajo que se hizo para mejorar es:

- 1.- Liberación de la partícula valiosa.
- 2.- Investigar si nos falta tiempo de residencia.
- 3.- Insuflar oxígeno a los tanques.

3.5.2 Liberación de la partícula valiosa.

Para realizar el estudio de la liberación de la partícula, nos concentramos en el relave general de Planta. No se mando hacer análisis especiales del relave (mineragráfico etc.), porque el mineral que se procesa es de diferentes zonas y no nos daría un buen resultado. Se tomo la mayor cantidad de muestra posible y se homogenizo bien y se separo muestras para análisis y pruebas, el muestreo se hizo una campaña completa de óxidos y sulfuros por separado para poder compararlos.

3.5.2.1 Óxidos (10% máximo de sulfuros y otros).

Se realizo un muestreo del relave general de Planta, en este caso la salida del tanque N° 8, se realizo el análisis de cabeza, el % -m200, análisis de malla valorada y densidad de pulpa. La muestra se tomo durante 4 días, luego se homogenizo, se cuarteo y se sacaron las muestras para análisis de oro por mallas (6 kilos), y también se saco muestras para pruebas de laboratorio y se tiene los siguientes resultados: ley de cabeza 0.038 onzas Au/tc, con 90.01% - m200 y con una densidad de 1260 grs/lit. La ley de cabeza analizada es de 0.038 oz Au/tc.

Malla	Tamaño mm	Peso grs	% Peso	Ley Au oz/tc	G(x) Ac(+)	F(x) Ac(-)	Contenido	Distribución
+m70	0.212	32.5	0.54	0.450	0.54	99.46	0.244	6.23
+m100	0.150	52.0	0.87	0.100	1.41	98.59	0.087	2.22
+m150	0.104	130.5	2.18	0.068	3.58	96.42	0.148	3.78
+m200	0.074	384.5	6.41	0.045	10.00	90.00	0.288	7.37
+m270	0.053	856.0	14.27	0.039	24.27	75.73	0.557	14.22
+m325	0.043	680.0	11.34	0.036	35.60	64.40	0.408	10.43
+m400	0.033	857.3	14.29	0.037	49.90	50.10	0.529	13.51
-m400	0.000	3005.1	50.10	0.033	100.00	0.00	1.653	42.24
		5998.0	100.00	0.039			3.914	100.00

Cuadro N° 16 Análisis granulométrico valorado del relave oxidado.

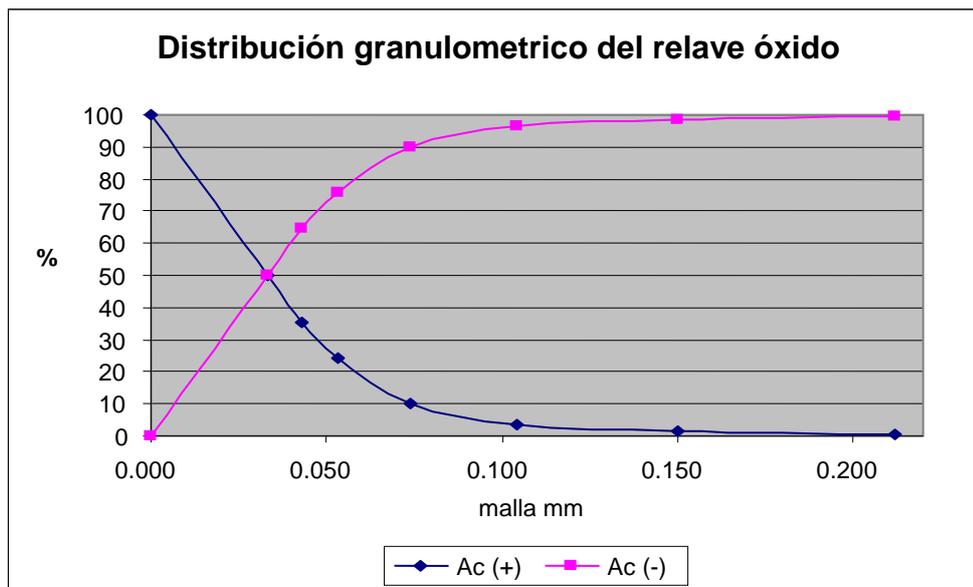


Figura N° 20 Distribución granulométrica del relave de Planta oxidado.

Malla	Peso grs	% Peso	Ley Au oz/tc	G(x) Ac(+)	F(x) Ac(-)	Contenido	Distribución
+m200	599.5	10.00	0.077	10.00	90.00	0.770	19.74
+m400	2393.3	39.90	0.037	49.90	50.10	1.476	37.86
-m400	3005.1	50.10	0.033	100.00	0.00	1.653	42.40
	5998.0	100.00	0.039			3.899	100.00

Cuadro N° 17 Distribución valorada del relave Planta óxidos.

De los cuadros podemos observar lo siguiente:

- 1.- Por la ley y el porcentaje de peso en la malla +m70, se afirma que hay oro libre grueso, confirmaría que se escapa en el over flow del hidrociclón.
- 2.- También se aprecia una buena ley en todas las fracciones +m200.
- 3.- Entre las fracciones –m200 prácticamente esta distribuido el oro, y es una malla bastante fina.
- 4.- En la malla –m400, se tiene la ley mas baja y un buen porcentaje del oro esta aquí (42.40%), aquí si se afirmaría que a partícula mas fina, la ley de oro es la mas baja.

En conclusión podemos afirmar:

- 1.- La liberación de la partícula es aceptable.
- 2.- Falta tiempo de residencia.
- 3.- Atrapar el oro grueso en el circuito de molienda.

3.5.2.1.1 Pruebas metalúrgicas con mineral fresco óxidos.

Para un mejor análisis con respecto a la liberación de la partícula, se realizo pruebas metalúrgicas con minerales oxidados de diferentes zonas. Las condiciones van a ser las mismas para todas las pruebas, se hicieron a condiciones extremas, tales como la molienda, fuerza de cianuro alto.

Las pruebas se realizaron con muestras de mineral fresco, que se obtiene del cuarteo final de la muestra polveada del lote respectivo. Las condiciones son:

Peso del mineral:	300	gramos
Granulometría:	100	%-m200
Relación L/S:	2.0	
pH a mantener:	11.0	
Fuerza de CN a mantener:	0.20	%

Tabla N° 5 Condiciones para las pruebas de minerales óxidos.

Se realizaron análisis de cabeza y residuo. Se realizaron 10 pruebas y los resultados se muestran a continuación, como la muestra es 100% -m200, se hizo los análisis en las fracciones de mallas, la +m400 y la -m400.

N°	Mineral	Zona	Ley oz Au/tc
1	Oxido	Nazca	0.530
2	Oxido	Misqui	0.951
3	Oxido	Piura	0.672
4	Oxido	Tambora	0.450
5	Oxido	Secocha	1.451
6	Oxido	Huanca	0.712
7	Oxido	Trujillo	1.892
8	Oxido	Pedregal	0.921
9	Oxido	Pampa Blanca	0.389
10	Oxido	Canchete	0.652

Cuadro N° 18 Zonas de ingreso de mineral óxidos a Planta.

N° Prueba	Cabeza Ley Au Oz/tc	Tiempo Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au Oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.530	48	100%	0.20	3.56	6.67	0.035	93.40
2	0.951	48	100%	0.20	10.98	8.20	0.063	93.38
3	0.672	48	100%	0.20	2.01	2.99	0.050	92.56
4	0.450	48	100%	0.20	1.98	2.01	0.041	90.89
5	1.451	48	100%	0.20	15.68	10.95	0.085	94.14
6	0.712	48	100%	0.20	3.02	1.99	0.055	92.28
7	1.892	48	100%	0.20	4.05	2.50	0.089	95.30
8	0.921	48	100%	0.20	8.01	1.95	0.062	93.27
9	0.389	48	100%	0.20	2.05	1.21	0.030	92.29
10	0.652	48	100%	0.20	2.99	5.99	0.045	93.10
PROMEDIO								93.06

Cuadro N° 19 Resultado de las pruebas de minerales óxidos.

La corrida de una de las pruebas se muestra a continuación, y los resultados están en el cuadro N° 19.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 1

1. Caracterización de la muestra: **OXIDO**
oz Au/tc
- * Análisis químico de cabeza (oz/tc): **0.530**
2. Condiciones generales para las pruebas:
- * Peso del mineral: 300 grs
- * Granulometría: 100 %-m200
- * Relación L/S: 2.0
- * Volumen de solución: 0.6 lt
- * pH natural: 6.0
- * pH a mantener: 11.0
- * Fuerza de CN a mantener: 0.20 %
3. Condiciones particulares para las pruebas:
Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .

Hora	Horas Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
			Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total
0	0	2.00	6.67	6.67	6.0	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	6.67		11.5	0.155	0.900	0.900
1	2	0.00	0.00	6.67		11.5	0.178	0.440	1.340
2	4	0.00	0.00	6.67		11.5	0.175	0.500	1.840
2	6	0.00	0.00	6.67		11.5	0.174	0.520	2.360
4	10	0.00	0.00	6.67		11.5	0.175	0.500	2.860
4	14	0.00	0.00	6.67		11.5	0.190	0.200	3.060
6	20	0.00	0.00	6.67		11.5	0.192	0.160	3.220
8	28	0.00	0.00	6.67		11.5	0.190	0.200	3.420
8	36	0.00	0.00	6.67		11.5	0.196	0.080	3.500
12	48	0.00	0.00	6.67		11.5	0.197	0.060	3.560
EXTRACCIONES:									
Análisis del residuo: 0.035 oz Au/tc Extracción Au: 93.40%									

En el siguiente cuadro se muestran los resultados de las pruebas y sus respectivos análisis de mallas para poder analizarlos.

Colas de las pruebas metalúrgicas						
Prueba N°	+m400		-m400		Residuo Calculado	Residuo Analizado
	% peso	Ley Au Oz/tc	% peso	Ley Au Oz/tc	Oz Au/tc	Oz Au/tc
1	47.50	0.048	52.50	0.025	0.036	0.035
2	45.00	0.069	55.00	0.058	0.063	0.063
3	39.45	0.062	60.55	0.045	0.052	0.050
4	42.15	0.043	57.85	0.041	0.042	0.041
5	35.00	0.103	65.00	0.075	0.085	0.085
6	52.15	0.060	47.85	0.050	0.055	0.055
7	42.75	0.115	57.25	0.069	0.089	0.089
8	38.98	0.073	61.02	0.057	0.063	0.062
9	37.59	0.038	62.41	0.024	0.029	0.030
10	42.56	0.060	57.44	0.034	0.045	0.045

Cuadro N° 20 Residuos de las pruebas por fracciones minerales oxido.

Del cuadro podemos observar lo siguiente:

- 1.- Los minerales oxidados tienen igual comportamiento en laboratorio y Planta.
- 2.- Prácticamente el oro se encuentra distribuido en la fracción +m400.
- 3.- También confirma que a partícula mas fina, la ley del oro es menor.
- 4.- Para leyes altas de cabeza, se observa buenos resultados.

En conclusión podemos afirmar:

- 1.- El problema no es la liberación de la partícula.
- 2.- Es conveniente procesar leyes altas, por sus buenos resultados.

Con los resultados obtenidos, se ataco al tiempo de residencia, para ver si podemos incrementar la recuperación.

3.5.2.2 Sulfuros (mínimo 60%).

Se realizó los mismos muestreos y análisis que se hizo para los óxidos y así poder compararlos. El muestreo también se realizó en la salida del tanque N° 8 (relave de Planta), una campaña de 3 días, se homogenizó se cuarteó y se sacaron las muestras para análisis, análisis de mallas valoradas, se preparó una muestra de 6 kilos, y se tiene los siguientes resultados: ley de cabeza 0.066 onzas Au/tc, 90.73% -m200 y una densidad de 1280 grs/lt. Ley de cabeza analizado es de 0.066 oz Au/tc.

Malla	Tamaño mm	Peso grs	% Peso	Ley Au oz/tc	G(x) Ac(+)	F(x) Ac(-)	Contenido	Distribución
+m70	0.212	20.1	0.34	0.400	0.34	99.66	0.134	2.09
+m100	0.150	25.3	0.42	0.105	0.76	99.24	0.044	0.69
+m150	0.104	140.5	2.34	0.100	3.10	96.90	0.234	3.65
+m200	0.074	370.0	6.17	0.066	9.27	90.73	0.407	6.35
+m270	0.053	530.2	8.84	0.061	18.11	81.89	0.539	8.41
+m325	0.043	230.5	3.84	0.058	21.95	78.05	0.223	3.48
+m400	0.033	240.3	4.01	0.059	25.95	74.05	0.236	3.69
-m400	0.000	4442.0	74.05	0.062	100.00	0.00	4.591	71.63
		5998.9	100.00	0.064			6.409	100.00

Cuadro N° 21 Análisis granulométrico del relave sulfuros Planta.

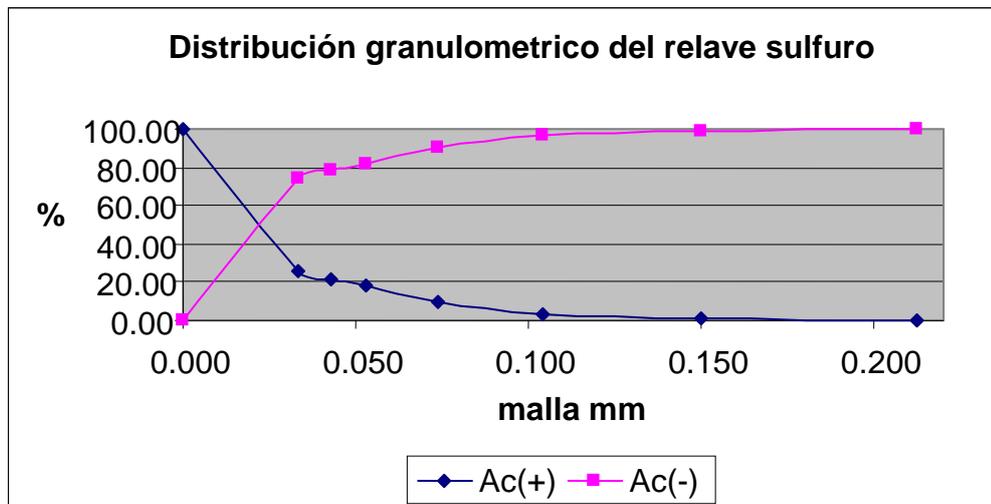


Figura N° 21 Distribución granulométrica del relave sulfuros Planta.

Para un mejor análisis vamos a agruparlos en 3 fracciones:

Malla	Peso grs	% Peso	Ley Au oz/tc	G(x) Ac(+)	F(x) Ac(-)	Conte- nido	Distri- bución
+m200	555.9	9.27	0.088	9.27	90.73	0.815	12.73
+m400	1001.0	16.69	0.060	25.95	74.05	1.001	15.62
-m400	4442.0	74.05	0.062	100.00	0.00	4.591	71.65
	5998.9	100.00	0.064			6.408	100.00

Cuadro N° 22 Análisis granulométrico del relave sulfuros Planta +/- m400.

De los cuadros podemos observar lo siguiente:

- 1.- Se aprecia una buena ley de oro en las fracciones +m200 (mayor que las otras) esto podría ser por 2 factores, uno por falta de liberación y el otro por el intercrecimiento del oro ganga.
- 2.- Como la molienda es aceptable (90.73% -m200), también se puede afirmar que habría oro libre grueso que le faltó tiempo para poder disolverse, esto porque se trabaja con un hidrociclón y la eficiencia del hidrociclón origina la posibilidad que partículas gruesas pase a los finos.
- 3.- En la fracción entre -m200 y +m400, la ley del oro es la mas baja, confirmaría que esta malla es la adecuada para el proceso.
- 4.- En la malla -m400, se tiene prácticamente la mayor parte del oro (71.65%).
- 5.- En la malla -m400, la ley de oro vuelve a subir, esto nos confirmaría que el mineral a pesar de estar en partículas finas, el oro no se disuelve, nos contradice que a mas fino tendría menor ley.

En conclusión podemos afirmar:

- 1.- La liberación de la partícula es aceptable.
- 2.- Falta tiempo de residencia.

3.- Atrapar el oro grueso en el circuito de molienda.

3.5.2.2.1 Pruebas metalúrgicas con mineral fresco sulfuros.

Para comprobar estos resultados, se realizó pruebas en laboratorio con minerales frescos sulfuros, todas bajo las mismas condiciones que se realizaron para los minerales óxidos. También se van a utilizar las muestras polveadas que fueron homogenizados y cuarteados para su respectivo análisis.

N°	Mineral	Zona	Ley oz Au/tc
1	Sulfuro	Pedregal	0.650
2	Sulfuro	Huanca	0.700
3	Sulfuro	Trujillo	1.210
4	Sulfuro	Secocha	1.100
5	Sulfuro	Lomo camello	0.450
6	Sulfuro	Chimbote	0.750
7	Sulfuro	Piura	0.630
8	Sulfuro	Cerro de Pasco	0.701
9	Sulfuro	Ticrapo	0.610
10	Sulfuro	Barranca	0.590

Cuadro N° 23 Zonas de ingreso de mineral sulfuro a Planta.

N° prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tms		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.650	48	100%	0.20	5.76	3.33	0.064	90.15
2	0.700	48	100%	0.20	8.95	2.50	0.062	91.14
3	1.210	48	100%	0.20	5.10	2.99	0.085	92.98
4	1.100	48	100%	0.20	9.89	12.11	0.075	93.18
5	0.450	48	100%	0.20	9.50	1.50	0.050	88.89
6	0.750	48	100%	0.20	7.50	0.85	0.071	90.53
7	0.630	48	100%	0.20	4.95	1.75	0.065	89.65
8	0.701	48	100%	0.20	4.80	0.97	0.060	91.44
9	0.610	48	100%	0.20	6.95	1.99	0.060	90.16
10	0.590	48	100%	0.20	6.11	0.99	0.065	88.98
PROMEDIO								90.71

Cuadro N° 24 Resultado de las pruebas de minerales sulfuros.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 2

1. Caracterización de la muestra: **SULFURO**
 Au oz/tc
- * Análisis químico de cabeza (oz/tc): **0.650**
2. Condiciones generales para las pruebas:
- * Peso del mineral: 300 grs
- * Granulometría: 100 %-m200
- * Relación L/S: 2.0
- * Volumen de solución: 0.6 lt
- * pH natural: 6.0
- * pH a mantener: 11.0
- * Fuerza de CN a mantener: 0.20 %
3. Condiciones particulares para las pruebas:
 Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .

Hora	Horas Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
			Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total
0	0	1.00	3.33	3.33	6.0	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	3.33		11.5	0.099	2.020	2.020
1	2	0.00	0.00	3.33		11.5	0.145	1.100	3.120
2	4	0.00	0.00	3.33		11.5	0.175	0.500	3.620
2	6	0.00	0.00	3.33		11.5	0.179	0.420	4.040
4	10	0.00	0.00	3.33		11.5	0.182	0.360	4.400
4	14	0.00	0.00	3.33		11.5	0.183	0.340	4.740
6	20	0.00	0.00	3.33		11.5	0.184	0.320	5.060
8	28	0.00	0.00	3.33		11.5	0.180	0.400	5.460
8	36	0.00	0.00	3.33		11.5	0.190	0.200	5.660
12	48	0.00	0.00	3.33		11.5	0.195	0.100	5.760
EXTRACCIONES:									
Análisis del residuo:		0.064	oz Au/tc		Extracción Au:		90.15%		

En el siguiente cuadro se muestra la distribución por fracciones del oro en las colas (relave) de las pruebas de cianuración para minerales sulfuros en laboratorio

Colas de las pruebas metalúrgicas						
Prueba N°	+m400		-m400		Residuo Calculado	Residuo Analizado
	% Peso	Ley Au oz/tc	% Peso	Ley Au oz/tc	Oz Au/tc	Oz Au/tc
1	28.60	0.090	71.40	0.052	0.063	0.064
2	21.56	0.068	78.44	0.060	0.062	0.062
3	30.20	0.188	69.80	0.042	0.086	0.085
4	29.35	0.100	70.65	0.065	0.075	0.075
5	16.87	0.066	83.13	0.045	0.049	0.050
6	20.15	0.114	79.85	0.063	0.073	0.071
7	19.75	0.095	80.25	0.058	0.065	0.065
8	21.56	0.068	78.44	0.060	0.062	0.060
9	18.23	0.075	81.77	0.057	0.060	0.060
10	23.00	0.113	77.00	0.050	0.064	0.065

Cuadro N° 25 Residuo de las pruebas por fracciones minerales sulfuro.

De los cuadros de las pruebas en laboratorio, se pueden concluir lo siguiente:

- 1.- El comportamiento es similar a las colas de operación de Planta.
- 2.- El porcentaje de extracción es mayor en laboratorio, esto porque en la prueba es a 100% -m200 y a una fuerza bastante alta de 0.2% de cianuro de sodio.
- 3.- Es conveniente procesar minerales sulfuros de leyes altas.
- 4.- Las pruebas de laboratorio nos están confirmando que a una buena molienda (100% -m200) el porcentaje de extracción es mas bajo en comparación al oxido entonces el problema no seria la liberación de la partícula.

Tomamos como referencia la malla 200, porque en las condiciones operativas que se tiene, es difícil llegar a 100% -m200, por eso lo consideramos como la malla referencial para los análisis y compararlos con los resultados obtenidos en Planta.

Procesando este tipo de materiales, se obtiene sin ningún problema una malla bastante buena (90.73% -m200), entonces en conclusión, vamos a aceptar que la liberación de la partícula valiosa es aceptable.

Otra forma que este pasando oro libre grueso a los tanques es porque en Planta se procesa minerales y relaves de amalgamación, los minerales tienen oro libre grueso y los relaves van con residuos de mercurio, que se origina por un deficiente manejo en los quimbaletes de los mineros artesanales, ya sea por la calidad del mineral (buena presencia de sulfuros de fierro), la calidad del agua (cuantos procesos se realizaron) calidad y cantidad del mercurio, pH y el tiempo de contacto o proceso. Para atrapar este amalgama se prepararon y corrigieron trampas en el circuito de molienda y clasificación, a pesar de esto, siempre existe la posibilidad de escapar oro libre grueso en el over flow. Se esta evaluando utilizar concentradores centrífugos tales como el Knelson o Falcon, pero el inconveniente que tenemos es el agua que requiere estos equipos para trabajar eficientemente, ya que originaría una disminución de la densidad de pulpa en el over flow, y bajaría nuestro tiempo de residencia. Este va a ser estudio de un trabajo posterior, ya que se evaluaría el punto de ubicación de este equipo.

3.5.3 Tiempo de residencia.

En Planta actualmente tenemos 4 tanques 12'x 16' más 4 tanques 16'x 16' y para las condiciones de trabajo que se tiene en Planta, tenemos un tiempo de residencia de:

Gravedad específica	=	2.7 gr/cc
Toneladas procesado	=	120 tmd
Densidad de pulpa	=	1260 gr/lt

Tabla N° 6 Datos para determinar el tiempo de residencia a 120 tmsd.

$$Tr = \frac{V_{TQ}}{Q_{pulpa}}$$

Donde:

Tr : Tiempo de residencia.

V_{TQ} : Volumen del tanque en m^3 .

Q_{pulpa} : Caudal de pulpa en m^3/hr

Para los tanques 12' x 16' (4 tanques).

Tiempo de residencia = 3.807 horas (considerando el 90% volumen del tanque).

Tiempo de residencia total = 15.227 horas.

Para los tanques 16' x 16' (4 tanques).

Tiempo de residencia = 6.768 horas (considerando el 90% volumen del tanque).

Tiempo de residencia total = 27.070 horas.

Tiempo de residencia Planta = 42.298 horas.

Se realizo pruebas con el relave general de Planta para poder determinar si hay disolución con mayor tiempo de agitación. Se realizo pruebas con el relave como esta saliendo, se muestreo una campaña de 6 días para los óxidos, se homogenizo, se cuarteo y se tomo muestras para los análisis de cabeza y para todas las pruebas. El segundo muestreo que se hizo fue de 2 días para los sulfuros, y se procedió de idéntica manera que para los óxidos.

3.5.3.1 Pruebas de disolución del relave general de Planta óxidos.

Las condiciones de las pruebas van a ser las mismas para todas las pruebas, esta campaña realizada fue en su mayoría de minerales óxidos. Se realizaron 5 pruebas y los resultados y la corrida de una prueba se muestra a continuación en la prueba N° 3.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

Muestra: Relave general Planta óxidos

A) PRUEBA No 3 (Salida del ultimo tanque Planta)

1. Caracterización de la muestra:

* Análisis químico de cabeza (oz/tc): **0.041** oz Au/tc

2. Condiciones generales para las pruebas:

* Peso del mineral: 300 grs
 * Granulometría: 90 %-m200
 * Relación L/S: 2.0
 * Volumen de solución: 0.6 lt
 * pH natural: 8.5
 * pH a mantener: 11.0
 * Fuerza de CN a mantener: 0.05 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 24 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .**

Hora	Hora	CAL					NaCN			
		Cal	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm		
	Acumulado	Gramos	Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total	
0	0	0.50	1.67	1.67	8.5	11.0	0.050			
2	2	0.00	0.00	1.67		11.0	0.016	0.680	0.680	
2	4	0.00	0.00	1.67		11.0	0.032	0.360	1.040	
6	10	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.240	
6	16	0.00	0.00	1.67		11.0	0.042	0.160	1.400	
8	24	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.600	
EXTRACCIONES:										
Análisis del residuo:		0.035	oz Au/tc			Extracción Au:		14.63%		

N° prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tms		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	Cal		
1	0.041	24	90%	0.05	1.60	1.67	0.035	14.63
2	0.041	24	90%	0.05	1.45	1.56	0.034	17.07
3	0.041	24	90%	0.05	1.29	1.59	0.034	17.07
4	0.041	24	90%	0.05	1.49	1.62	0.033	19.51
5	0.041	24	90%	0.05	1.58	1.60	0.036	12.20

Cuadro N° 26 Resultado de las pruebas del relave óxidos en Planta.

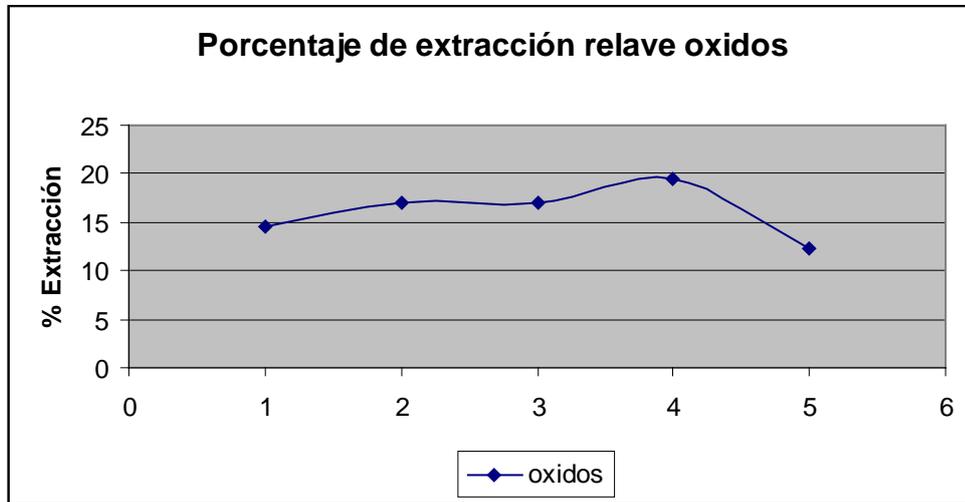


Figura N° 22 Disolución de los relaves óxidos de Planta.

3.5.3.2 Pruebas de disolución del relave general de Planta sulfuros.

Las condiciones son las mismas que para los óxidos. Se realizaron 5 pruebas.

N° Prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tms		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.066	24	90%	0.05	1.76	1.67	0.051	22.73
2	0.066	24	90%	0.05	1.81	1.56	0.054	18.18
3	0.066	24	90%	0.05	1.79	1.59	0.052	21.21
4	0.066	24	90%	0.05	1.65	1.62	0.053	19.70
5	0.066	24	90%	0.05	1.80	1.60	0.052	21.21

Cuadro N° 27 Resultado de las pruebas del relave Planta sulfuros,

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

Muestra: Relave general Planta sulfuros

A) PRUEBA No 4 (salida del ultimo tanque Planta)

1. Caracterización de la muestra:

* Análisis químico de cabeza (oz/tc): **0.066** oz Au/tc

2. Condiciones generales para las pruebas:

* Peso del mineral: 300 grs
 * Granulometría: 90.2 %-m200
 * Relación L/S: 2.0
 * Volumen de solución: 0.6 lt
 * pH natural: 8.5
 * pH a mantener: 11.0
 * Fuerza de CN a mantener: 0.05 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 24 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .**

Hora	Hora	CAL					NaCN		
	Acumulado	Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
			Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total
0	0	0.50	1.67	1.67	8.5	11.0	0.050		
2	2	0.00	0.00	1.67		11.0	0.014	0.720	0.720
2	4	0.00	0.00	1.67		11.0	0.030	0.400	1.120
6	10	0.00	0.00	1.67		11.0	0.039	0.220	1.340
6	16	0.00	0.00	1.67		11.0	0.039	0.220	1.560
8	24	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.760
EXTRACCIONES:									
Análisis del residuo:		0.051 oz Au/tc				Extracción Au:		22.73%	

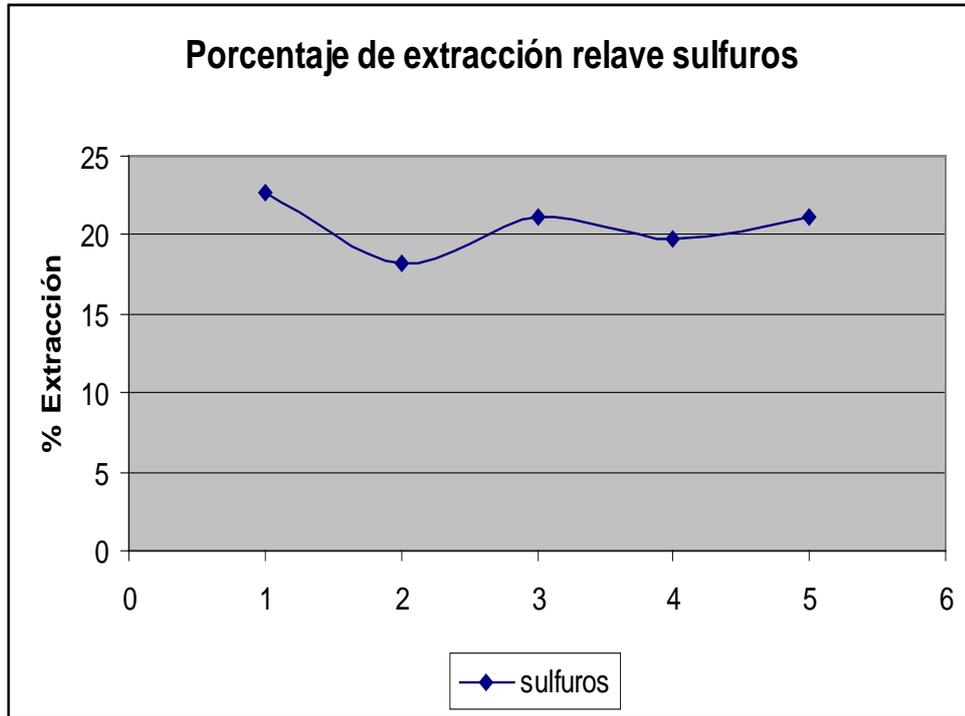


Figura N° 23 Disolución de los relaves sulfuros de Planta.

Para poder analizar la disolución del relave del ultimo tanque, se realizo pruebas (óxidos y sulfuros) a la malla m400 y se vio la disolución de la parte gruesa y fina.

3.5.3.3 Relave general de Planta óxidos (prueba por fracciones).

Se prepararon las muestras y se saco muestra de cabeza para cada malla,

3.5.3.3.1 Relave general de Planta óxidos a +m400.

Se saco una muestra general de cabeza y la ley es de 0.044 oz Au/tc.

N° Prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% +m400	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.044	24	100%	0.05	1.38	1.67	0.032	27.27
2	0.044	24	100%	0.05	1.28	1.67	0.035	20.45
3	0.044	24	100%	0.05	1.35	1.59	0.034	22.73
4	0.044	24	100%	0.05	1.18	1.62	0.032	27.27
5	0.044	24	100%	0.05	1.37	1.60	0.030	31.82

Cuadro N° 28 Resultado de las pruebas de disolución del relave oxido +m400.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

Muestra: Relave general Planta óxidos +m400

A) PRUEBA No 5 +m400 (salida ultimo tanque Planta)

1. Caracterización de la muestra:

	Au oz/tc
* Análisis químico de cabeza (oz/tc):	0.044

2. Condiciones generales para las pruebas:

* Peso del mineral:	300 grs
* Granulometría:	100% +m400
* Relación L/S:	2.0
* Volumen de solución:	0.6 Lt.
* pH natural:	8.5
* pH a mantener:	11.0
* Fuerza de CN a mantener:	0.05 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 24 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .**

Hora	Hora Acumulado	CAL				NaCN			
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	0.50	1.67	1.67	8.5	11.0	0.050		
2	2	0.00	0.00	1.67		11.0	0.022	0.560	0.560
2	4	0.00	0.00	1.67		11.0	0.031	0.380	0.940
6	10	0.00	0.00	1.67		11.0	0.046	0.080	1.020
6	16	0.00	0.00	1.67		11.0	0.043	0.140	1.160
8	24	0.00	0.00	1.67		11.0	0.039	0.220	1.380

EXTRACCIONES:

Análisis del residuo:	0.032 oz Au/tc	Extracción Au:	27.27%
-----------------------	-----------------------	----------------	---------------

3.5.3.3.2 Relave general de Planta óxidos a -m400.

Se saco una muestra general de cabeza y la ley es de 0.034 oz Au/tc.

N° prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% -m400	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.034	24	100%	0.05	1.68	1.67	0.032	5.88
2	0.034	24	100%	0.05	1.60	1.67	0.031	8.82
3	0.034	24	100%	0.05	1.35	1.67	0.030	11.76
4	0.034	24	100%	0.05	1.18	1.67	0.032	5.88
5	0.034	24	100%	0.05	1.37	1.67	0.031	8.82

Cuadro N° 29 Resultados de las pruebas de disolución del relave oxido -m400.

En general el resumen para las pruebas metalúrgicas de las fracciones se da:

Prueba N°	% Extracción	
	+m400	-m400
1	27.27	5.88
2	20.45	8.82
3	22.73	11.76
4	27.27	5.88
5	31.82	8.82

Cuadro N° 30 Resumen de la disolución de óxidos +/- m400.

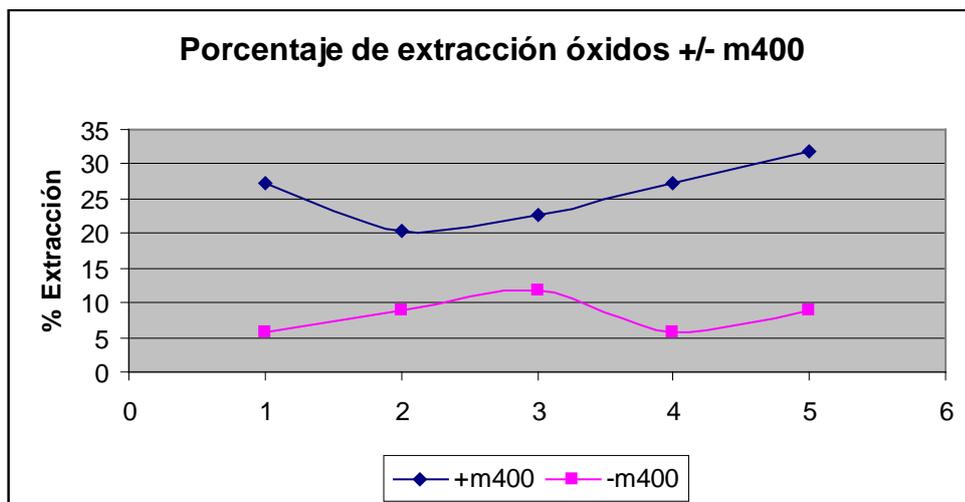


Figura N° 24 Disolución de los relaves de Planta óxidos +m400 y -m400.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

Muestra: Relave general Planta óxidos -m400

A) PRUEBA No 7 -m400 (salida ultimo tanque Planta)

1. Caracterización de la muestra:

Au oz/tc

* Análisis químico de cabeza (oz/tc): **0.034**

2. Condiciones generales para las pruebas:

* Peso del mineral: 300 grs

* Granulometría: 100 % -m400

* Relación L/S: 2.0

* Volumen de solución: 0.6 lt

* pH natural: 8.5

* pH a mantener: 11.0

* Fuerza de CN a mantener: 0.05 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 24 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .**

Hora	Hora Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	0.50	1.67	1.67	8.5	11.0	0.050		
2	2	0.00	0.00	1.67		11.0	0.015	0.700	0.700
2	4	0.00	0.00	1.67		11.0	0.030	0.400	1.100
6	10	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.300
6	16	0.00	0.00	1.67		11.0	0.041	0.180	1.480
8	24	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.680

EXTRACCIONES:

Análisis del residuo: **0.032** onz Au/tc Extracción Au: **5.88%**

3.5.3.4 Relave general de Planta sulfuros (prueba por fracciones).

3.5.3.4.1 Relave general de Planta sulfuros a +m400.

Se saco una muestra general de cabeza y la ley es de 0.071 oz Au/tc.

N° prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% +m400	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.071	24	100%	0.05	1.84	1.67	0.048	32.39
2	0.071	24	100%	0.05	1.91	1.67	0.050	29.58
3	0.071	24	100%	0.05	1.82	1.67	0.046	35.21
4	0.071	24	100%	0.05	1.90	1.67	0.049	30.99
5	0.071	24	100%	0.05	1.85	1.67	0.049	30.99

Cuadro N° 31 Resultado de las pruebas de disolución del relave sulfuro +m400.

3.5.3.4.2 Relave general de Planta sulfuros a -m400.

Se saco una muestra general de cabeza y la ley es de 0.060 oz Au/tc.

N° prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% -m400	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	0.060	24	100%	0.05	1.52	1.67	0.055	8.33
2	0.060	24	100%	0.05	1.60	1.67	0.057	5.00
3	0.060	24	100%	0.05	1.58	1.67	0.054	10.00
4	0.060	24	100%	0.05	1.48	1.67	0.055	8.33
5	0.060	24	100%	0.05	1.62	1.67	0.054	10.00

Cuadro N° 32 Resultado de las pruebas de disolución del relave sulfuro -m400.

Prueba N°	% Extracción	
	+m400	-m400
1	32.39	8.33
2	29.58	5.00
3	35.21	10.00
4	30.99	8.33
5	30.99	10.00

Cuadro N° 33 Resumen de la disolución de sulfuros +/- m400.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

Muestra: Relave general Planta sulfuros +m400

A) PRUEBA No 8 +m400 (salida ultimo tanque Planta)

1. Caracterización de la muestra:

Au oz/tc

* Análisis químico de cabeza (oz/tc): **0.071**

2. Condiciones generales para las pruebas:

* Peso del mineral: 300 grs

* Granulometría: 100 % +m400

* Relación L/S: 2.0

* Volumen de solución: 0.6 Lt.

* pH natural: 8.5

* pH a mantener: 11.0

* Fuerza de CN a mantener: 0.05 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

Indicado en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .**

Hora	Hora	CAL					NaCN		
		Cal	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
	Acumulado	Gramos	Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total
0	0	0.50	1.67	1.67	8.5	11.0	0.050		
2	2	0.00	0.00	1.67		11.0	0.019	0.620	0.620
2	4	0.00	0.00	1.67		11.0	0.028	0.440	1.060
6	10	0.00	0.00	1.67		11.0	0.030	0.400	1.460
6	16	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.660
8	24	0.00	0.00	1.67		11.0	0.041	0.180	1.840

EXTRACCIONES:
 Análisis del residuo: **0.048** onz Au/tc Extracción Au: **32.39%**

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

Muestra: Relave general Planta sulfuros -m400

A) PRUEBA No 9 -m400 (salida ultimo tanque Planta)

1. Caracterización de la muestra:

	Au oz/tc
* Análisis químico de cabeza (oz/tc):	0.060

2. Condiciones generales para las pruebas:

* Peso del mineral:	300 grs
* Granulometría:	90 %-m200
* Relación L/S:	2.0
* Volumen de solución:	0.6 Lt.
* pH natural:	8.5
* pH a mantener:	11.0
* Fuerza de CN a mantener:	0.05 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

Indicadas en los respectivos cuadros de resultados.

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO.**

Hora	Hora	CAL					NaCN			
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm		
	Acumulado		Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total	
0	0	0.50	1.67	1.67	8.5	11.0	0.050			
2	2	0.00	0.00	1.67		11.0	0.021	0.580	0.580	
2	4	0.00	0.00	1.67		11.0	0.030	0.400	0.980	
6	10	0.00	0.00	1.67		11.0	0.041	0.180	1.160	
6	16	0.00	0.00	1.67		11.0	0.042	0.160	1.320	
8	24	0.00	0.00	1.67		11.0	0.040	0.200	1.520	
EXTRACCIONES:										
Análisis del residuo:		0.055	oz Au/tc			Extracción Au:		8.33%		

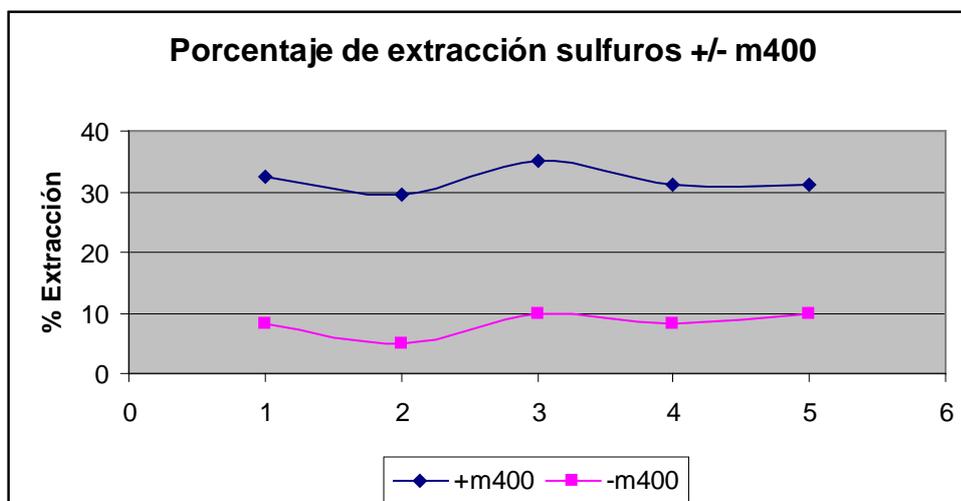


Figura N° 25 Disolución de los relaves de Planta sulfuros +m400 y -m400.

De las pruebas realizadas se puede observar lo siguiente:

- 1.- En los óxidos y sulfuros, se puede disolver todavía mas de lo que se esta disolviendo en Planta.
- 2.- En las fracciones gruesas +m400, tanto de los óxidos y sulfuros, existe mayor disolución que la parte fina o fracción fina -m400.

En conclusión:

- 1.- Nos falta tiempo de residencia.

3.5.3.5 Pruebas de disolución de oro con mineral fresco.

Para poder definir el tiempo que nos falta para obtener una recuperación aceptable se hizo pruebas de disolución de oro en laboratorio con minerales de ingreso mas frecuente, tanto óxidos y sulfuros. Pero como hay diversidad de zonas de ingreso, se va a formar compositos según sus características físicas.

Se realizaron 10 pruebas con cada composito, las condiciones van a ser las mismas para todas las pruebas, el único parámetro que se va a variar es el tiempo. Las condiciones y resultados se muestran a continuación.

Peso del mineral:	300	grs
Granulometría:	100	%-m200
Relación L/S:	2.0	
Fuerza de CN a mantener:	0.20	%

Tabla N° 7 Condiciones para las pruebas de cianuración para mineral fresco.

N° de Prueba	Tiempo horas Prueba	mixto		óxido		sulfuro	
		Composito 1		Composito 2		Composito 3	
		Ley oz Au/tc		Ley oz Au/tc		Ley oz Au/tc	
		Cabeza	Residuo	Cabeza	Residuo	Cabeza	Residuo
0	0	1.287		2.453		0.751	
1	10		0.325		0.515		0.229
2	20		0.193		0.465		0.155
3	30		0.140		0.245		0.105
4	40		0.094		0.186		0.090
5	50		0.087		0.151		0.068
6	60		0.088		0.149		0.069
7	70		0.089		0.152		0.064
8	80		0.092		0.154		0.068
9	90		0.094		0.154		0.064
10	100		0.090		0.150		0.065

Cuadro N° 34 Minerales frescos para pruebas de cianuración.

Tiempo Horas	Composito 1 mixtos			Composito 2 óxido			Composito 3 sulfuro		
	Consumo Kg/ton		%	Consumo Kg/ton		%	Consumo Kg/ton		%
	NaCN	CaO		NaCN	CaO		NaCN	CaO	
0		6.6	0.00		8.5	0		7.5	0.00
10	4.01	6.6	74.75	5.77	8.5	79.005	3.04	7.5	69.51
20	5.61	6.6	85.00	6.57	8.5	81.044	4.56	7.5	79.36
30	5.90	6.6	89.12	6.96	8.5	90.012	5.01	7.5	86.02
40	6.38	6.6	92.70	7.45	8.5	92.417	5.45	7.5	88.02
50	6.60	6.6	93.24	7.84	8.5	93.844	5.75	7.5	90.95
60	6.65	6.6	93.16	8.12	8.5	93.926	5.99	7.5	90.81
70	6.77	6.6	93.08	8.37	8.5	93.804	6.63	7.5	91.48
80	7.01	6.6	92.85	8.67	8.5	93.722	6.75	7.5	90.95
90	7.15	6.6	92.70	8.75	8.5	93.722	6.85	7.5	91.48
100	7.25	6.6	93.01	8.92	8.5	93.885	7.01	7.5	91.34

Cuadro N° 35 Disolución del oro variando el tiempo de agitación.

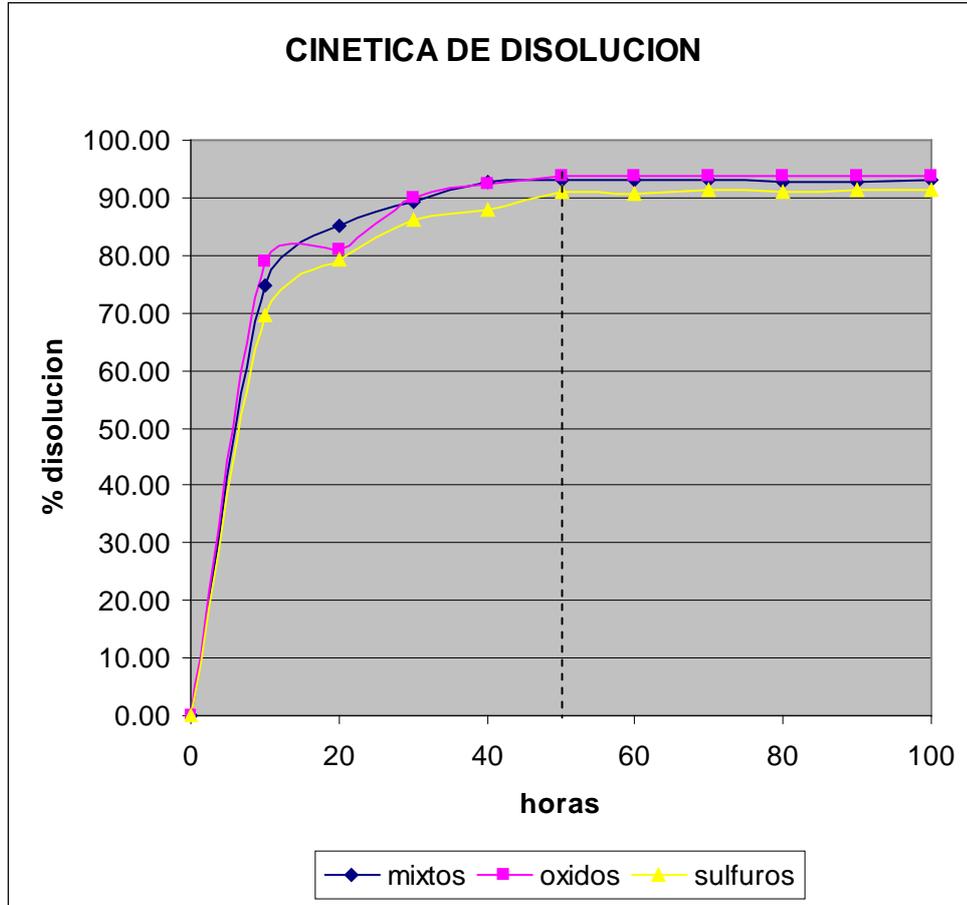


Figura N° 26 Cinética de disolución de oro para minerales de Planta.

Del cuadro y grafico podemos ver que nuestro tiempo de residencia debe ser mínimo 50 horas, esto porque generalmente se hace un blending de óxidos y sulfuros, entonces vamos a trabajar con 50 horas, vamos a calcular el volumen del tanque para estas condiciones.

3.5.3.5 Calculo del volumen del tanque a adicionar.

Ge	=	2.7	gr/cc
Ton	=	120	tmd
Dp	=	1260	gr/lt

Tabla N° 8 Datos para cálculo del tiempo de residencia a 120 tmsd.

$$Tr = \frac{V_{TQ}}{Q_{pulpa}}$$

Tiempo de residencia actual = 42.298 horas

Tiempo de residencia deseado = 50 horas

Tiempo de residencia que falta = 7.702 horas

Calculamos el volumen ocupado:

$$\text{Volumen del mineral} + \text{Volumen del liquido} = 290.60 \text{ m}^3/\text{día}$$

$$x = 93.26 \text{ m}^3$$

Volumen del tanque (tomando en cuenta que el diámetro es igual a la altura)

$$V = \frac{3.1416 \times h^3}{4}$$

$$V = 93.26 \text{ m}^3$$

Como consideramos el 90% del volumen del tanque tenemos:

$$V = 103.62 \text{ m}^3$$

De donde tenemos que: $h = 5.09$ metros (16.702 pies)

Se instalo un tanque de 16'x 16', esto porque en Planta contamos con otros tanques de la misma dimensión, y nos ayudaría en su mantenimiento de impulsor, etc. Se incremento el tiempo de residencia y nos permitió incrementar la recuperación. Para las mismas condiciones tenemos que el tiempo actual de residencia es:

Para los 4 tanques 12'x 16' tenemos:

$$\text{Tiempo de residencia} = 15.227 \text{ horas}$$

Para los 5 tanques 16'x 16' tenemos:

$$\text{Tiempo de residencia} = 33.838 \text{ horas}$$

$$\text{Tiempo de residencia total Planta} = 49.07 \text{ horas}$$

Trabajando con este tiempo de residencia, se pudo comprobar que la recuperación en Planta se incremento de **91.47%** a **93.11%**.

3.6 Incremento de la tasa de tratamiento.

El incremento de la producción de minerales auríferos por parte de los mineros artesanales por el alto precio internacional del oro, nos obligo a incrementar nuestra tasa de tratamiento, es por eso que se hizo las pruebas en operación en Planta de incrementar el tonelaje, se incremento a su capacidad instalada del área de molienda y clasificación, se proceso a razón de 180 TMSD con los 9 tanques de agitación.

En la parte operativa no se tuvo ningún problema, la recuperación si se vio afectado y sufrió una disminución. Los parámetros de operación, los cálculos y los resultados se muestran a continuación.

Ge	=	2.7	gr/cc
Ton	=	180	tmsd
Dp	=	1280	gr/lt

Tabla N° 9 Datos para calcular el tiempo de residencia a 180 tmsd.

$$Tr = \frac{V_{TQ}}{Q_{pulpa}}$$

Para los tanques 12' x 16' tenemos:

$$\text{Tiempo de residencia} = 2.733 \text{ horas}$$

Como tenemos 4 tanques 12' x 16' tenemos:

$$\text{Tiempo de residencia} = 10.932 \text{ horas}$$

Para los tanques 16' x 16' tenemos:

$$\text{Tiempo de residencia} = 4.859 \text{ horas}$$

Como tenemos 5 tanques 16' x 16' tenemos

$$\text{Tiempo de residencia} = 24.294 \text{ horas}$$

$$\text{Tiempo de residencia total Planta} = 35.226 \text{ horas.}$$

Reiteramos que no tuvimos problemas operativos al incrementar el tonelaje, pero si comprobamos con los resultados obtenidos, que la recuperación obtenida de **93.11%** se vio afectado, y se obtuvo un promedio de **90.85%**, es aceptable pero el objetivo es incrementar esa recuperación, para eso vamos a volver a subir el tiempo de residencia.

3.6.1 Cálculo del volumen del tanque a adicionar.

Tiempo de residencia deseado = 50 horas

Tiempo de residencia que falta = 14.774 horas

Calculamos el volumen ocupado:

$$\text{Volumen del mineral} + \text{Volumen del líquido} = 390.80 \text{ m}^3/\text{día}$$

$$x = 240.57 \text{ m}^3$$

Considerando que el diámetro es igual a la altura tenemos:

$$V = \frac{3.1416 \times h^3}{4}$$

$$V = 240.57 \text{ m}^3$$

Como consideramos el 90% del volumen tenemos:

$$V = 216.51 \text{ m}^3$$

Tenemos que: $h = 6.98$ metros (22.906 pies)

Para decidir las dimensiones del tanque, se tiene que tener en cuenta varios factores tales como el operativo, mantenimiento, ubicación, espacio, accesos. Viendo estos aspectos, se recomendó la construcción de 2 tanques 20'x 20'. Se instaló los 2 tanques y con eso se evaluó el comportamiento en operación en Planta procesando 180 TMSD.

Tiempo de residencia 4 tanques 12'x 16'

Tiempo de residencia = 10.932 horas.

Tiempo de residencia 5 tanques 16'x 16'

Tiempo de residencia = 24.294 horas.

Para las mismas condiciones para los tanques 20'x 20' se tiene:

Tiempo de residencia = 9.490 horas.

Como tenemos 2 tanques 20'x 20'

Tiempo de residencia = 18.980 horas

Tiempo de residencia tota Planta = 54.206 horas.

Se puso operativo los tanques 20'x 20', se hizo un seguimiento a los resultados y se pudo comprobar con resultados, que la recuperación se incremento de **90.85%** a **93.47%**. Actualmente el tiempo de residencia en Planta para 1810 TMSD es de 54.206 horas y es el que se buscaba, se cuenta con 11 tanques operativos.

3.7 Estudio del oxigeno disuelto.

La presencia del oxigeno disuelto en la solución, varia de acuerdo a los metros sobre el nivel del mar (msnm) donde se realiza el proceso, llegando a su nivel máximo sobre el nivel del mar de 8 mg/lit (8 ppm). Se midió el oxigeno disuelto de los tanques y tenemos:

O ₂	O/F	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4	TQ 5	TQ 6	TQ 7	TQ 8
ppm	4.75	4.60	5.45	5.90	5.87	5.63	4.85	5.66	5.39

Cuadro N° 36 Oxigeno disuelto en los tanques.

Como se puede ver en el cuadro, tenemos oxigeno disuelto en los tanques, claro que no es, muy elevado, pero al menos es aceptable. Se hizo la prueba con una compresora de insuflar aire a los primeros tanques, pero se pudo comprobar que el incremento es poco, y se tiene que incrementar un equipo mas y estar operando las

24 horas, se vio que no es factible, porque el incremento fue mínimo, y comprar un equipo para que aporte poco y que trabaje las 24 horas es antieconómico.

Con aire	TQ 1	TQ 2	TQ 3	TQ 4
O ₂ disuelto en ppm	6.99	6.18	6.00	6.50

Cuadro N° 37 Oxígeno disuelto con la adición de aire.

También se hizo pruebas de incrementar el oxígeno disuelto insuflando oxígeno puro a los tanques N° 1 y N° 2, para eso se utilizó una batería de balones de oxígeno de 10 m³, se logró verificar el incremento apreciable de oxígeno.

Con oxígeno puro	TQ 1	TQ 2
O ₂ disuelto en ppm	21.00	19.00

Cuadro N° 38 Oxígeno disuelto con la adición de oxígeno puro.

Observaciones:

- 1.- La inyección de oxígeno permite incrementar el oxígeno disuelto en el tanque N° 1 de 4.60 ppm a 21 ppm, en forma eficiente por la acción de las micro burbujas formadas en la pulpa.
- 2.- Los parámetros metalúrgicos (disolución, recuperación, consumo de reactivos, etc) serán evaluados en operación o prueba mas prolongada.

3.8 CONCLUSIONES

- 1.- Se logró incrementar la tasa de tratamiento.
- 2.- Se logró incrementar la recuperación.
- 3.- Se puso operativo la Planta para procesar mínimo 180 TMSD con buenos resultados.

4.- Se cuenta con tanques de agitación suficientes, se puede programar sin problemas cualquier mantenimiento de tanques y no se afectaría los resultados metalúrgicos.

5.- Por el costo, no se recomienda insuflar oxígeno.

6.- En lo posible tratar que no pase el oro grueso a los tanques de agitación y atraparlo en la molienda y clasificación.

CAPITULO IV

EFFECTO DE VARIAR LA MOLIENDA EN LA RECUPERACION DEL ORO

4.1 Objetivo.

Bajar el % -m200 del over flow, pero sin afectar la recuperación de oro.

4.2 Fundamento.

Se puso operativo en Planta un espesador de 30'x 10', para poder precipitar a los valores contenidos en la solución rica con polvo de zinc (Merrill Crowe). Al poner operativo, se tuvo problemas con las lamas que se forman, esto originado por una molienda fina que se tiene de 90% -m200 en promedio, se bajo este porcentaje de molienda (-m200), para bajar la formación de lamas, sobre todo con los minerales oxidados, pero sin bajar la recuperación. Para fundamentar el trabajo, se hizo un estudio de los parámetros de operación del espesador con las condiciones actuales y luego se realizo las pruebas de molienda y sedimentación.

4.3 Operación del espesador 30'x 10'

Cuando se procesa los minerales óxidos, la densidad del over flow se baja, esto para poder obtener un buen %-m200 (90%), el problema se origina en el funcionamiento del espesador, porque las lamas que se originan por la molienda afecta el funcionamiento del espesador, la solución rica sale con demasiadas partículas en suspensión, también hay ingreso de minerales y relaves de amalgamación que originan bastante espuma y también dificultan la operación. Cuando se generan

demasiadas lamas en el espesador, se corta la alimentación unas horas para que sedimente, la operación es discontinua. Se realizo un balance de materia del espesador en las condiciones actuales con el procesamiento del material problema que son los óxidos.



Foto N° 4 Espesador 30' x 10'.

4.3.1 Balance de materia del espesador 30' x 10'.

Datos de operación:

Ge =	2.7				
K =	0.630				
Tmsd =	120	=	132.3	TCSH	=
					5.5115

Tabla N° 10 Datos para el calculo del balance de materia del espesador 30' x 10'.

Tiempo de retención:

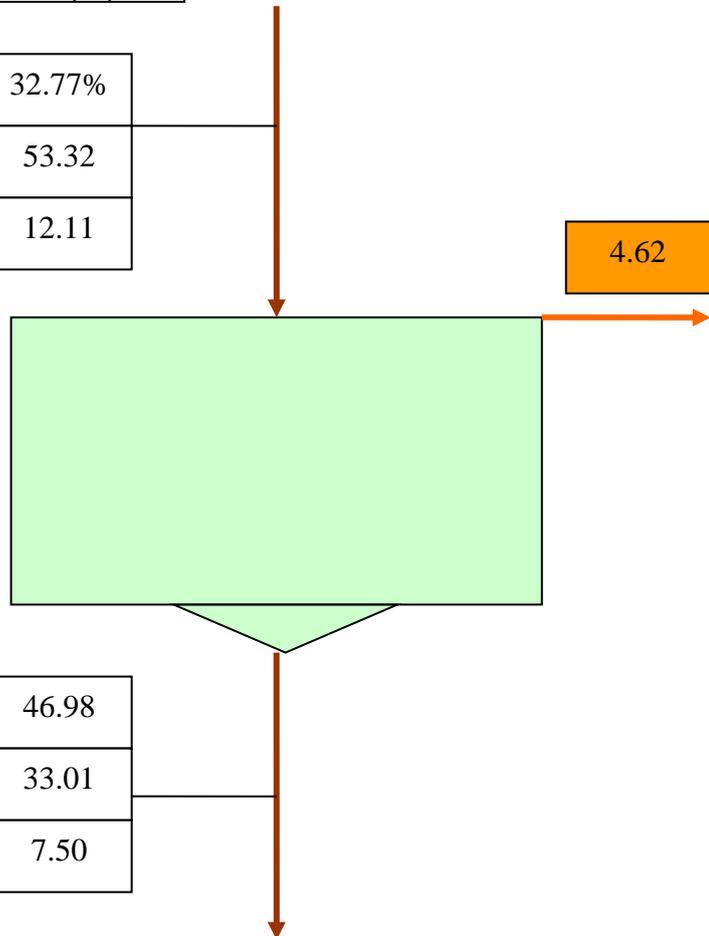
$$Tr = \frac{V_{TQ}}{Q_{pulpa}}$$

Para: diámetro = 30 pies y altura = 10 pies.

Legenda

TMS	G.E.	% Sólidos
Dp gr/lit	GPM agua	GPM Pulpa
	m3/hr agua	m3/hr pulpa

120	2.70	32.77%
1260	45.26	53.32
	10.28	12.11



120	2.70	46.98
1420	24.90	33.01
	5.66	7.50

Figura N° 27 Balance de materia del espesador.

Calculamos el tiempo de retención:

Volumen del espesador = 200.06 m^3

Volumen del espesador = 180.05 m^3 (considerando el 90%)

Tiempo de retención igual = 14.87 horas.

Observaciones:

- 1.- Densidad del under flow promedio es de 1420 gr/lit.
- 2.- Gravedad específica del mineral es de 2.70.
- 3.- El pH de la solución (over flow) es de 10.0.

4.- Del balance de materia se observa que con la sedimentación que se esta obteniendo, en el espesador se recupera solamente el 44.97% de la solución quedando la pulpa espesada con 46.98% de sólidos.

5.- La solución del espesador (over flow), es amarillenta con partículas en suspensión se observa en la foto N° 5.

6.- La solución del espesador (over flow), también se nota una turbidez que es producida por las espumas, se observa en la foto N° 6.

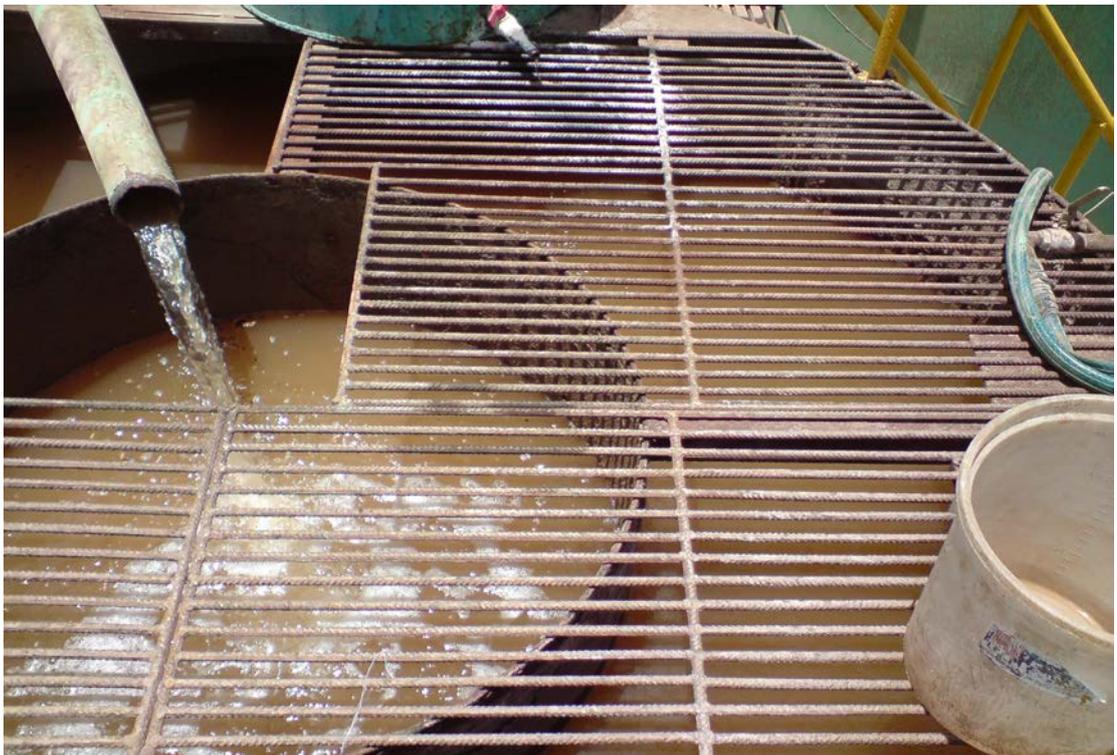


Foto N° 5 Solución rica del espesador 30'x 10'

Conclusiones:

- 1.- Tenemos un problema con las lamas.
- 2.- Mejorar el trabajo del espesador, actualmente trabaja discontinuo,
- 3.- Tratar de recuperar más solución en el over flow.



Foto N° 6 Espumas formadas en el espesador 30' x 10'.

4.4 Pruebas de moliendabilidad.

Actualmente en Planta trabajamos a un promedio de 90% -m200, se realizo pruebas de laboratorio variando el %-m200 y luego probarlo en Planta, se preparo compositos de minerales que ingresan y se hizo las pruebas respectivas.

Los pasos que se siguen para la toma de muestras, que se saca de cada lote de mineral, así como también la toma de muestra para un lote de relave de amalgamación, todo el procedimiento se puede ver en el diagrama de flujo que se muestra en la figura N° 28. Para la toma de muestras para las pruebas metalúrgicas se sigue el mismo procedimiento. Una vez tomadas las muestras de cada lote, se prepararon los compositos con minerales de recuperación normal, esto para que algún lote de baja recuperación no influya en los resultados, más bien se hizo un composito de minerales de baja recuperación. Para determinar el tiempo de pulverización para obtener la malla deseada, se hizo pruebas con minerales sulfuros óxidos y mixtos, y los resultados se muestran a continuación, la muestra inicial, es la

que sale del molino de polveo, se saco del mismo saco que se llevo a preparaci3n de muestras y la pulverizaci3n se hizo en un pulverizador de anillos.

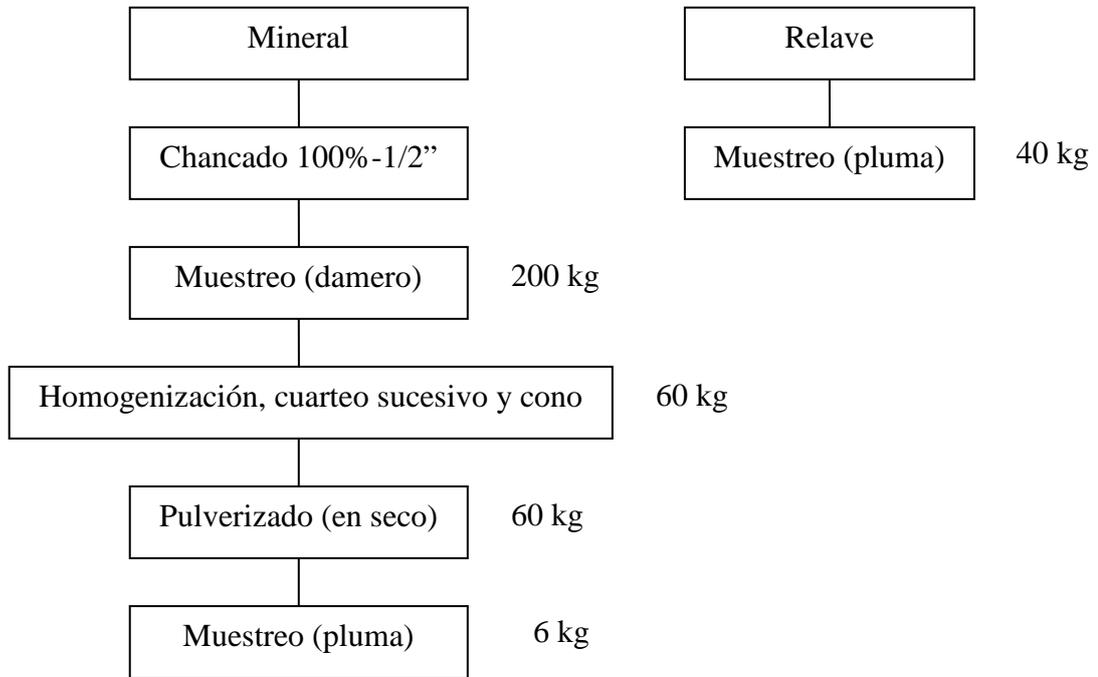


Figura N° 28 Diagrama de flujo de muestreo y cuarteo en Planta.

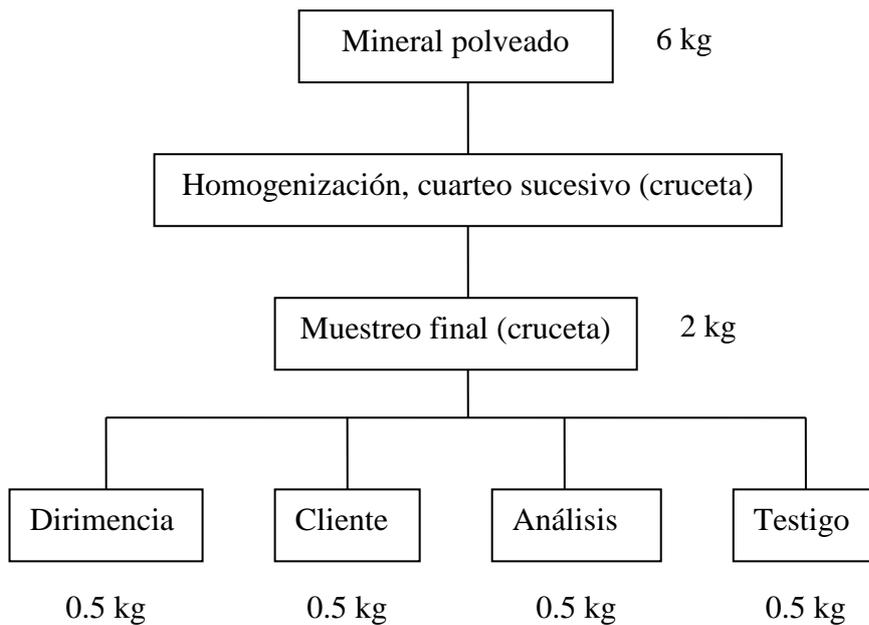


Figura N° 29 Diagrama de flujo de muestreo y cuarteo en laboratorio para mineral.

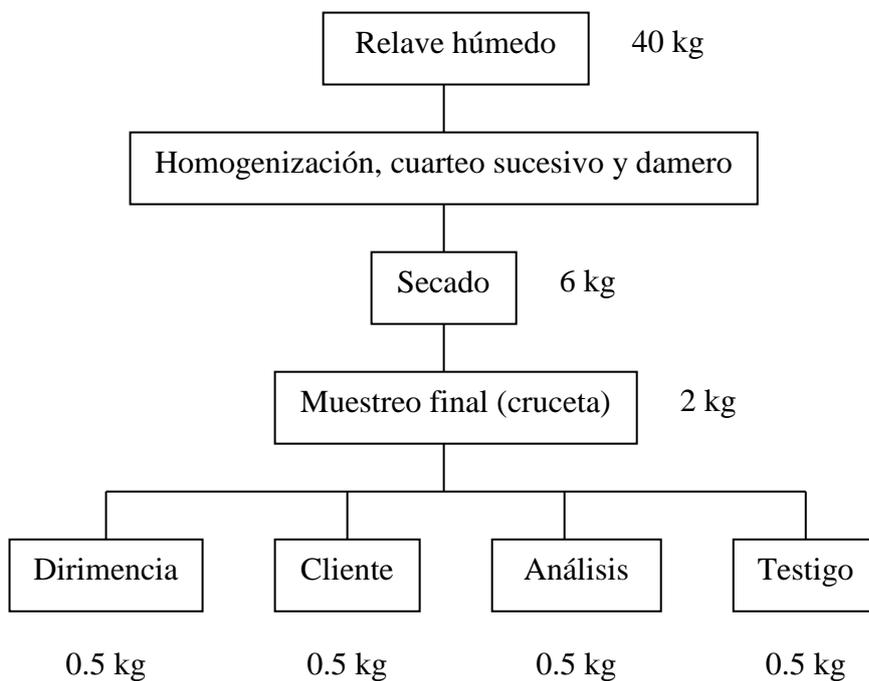


Figura N° 30 Diagrama de flujo de muestreo y cuarteo en laboratorio para relave.

Resultado de las pruebas de pulverización.

Mineral sulfuro	
Tiempo minutos	%-m200
0	46.75
1	70.23
2	80.53
3	88.33
4	96.75
5	100.00

Cuadro N° 39 Prueba de moliendabilidad para sulfuros.

Mineral oxido	
Tiempo minutos	%-m200
0	55.00
1	72.13
2	85.37
2.5	94.53
3	100.00

Cuadro N° 40 Prueba de moliendabilidad para óxidos.

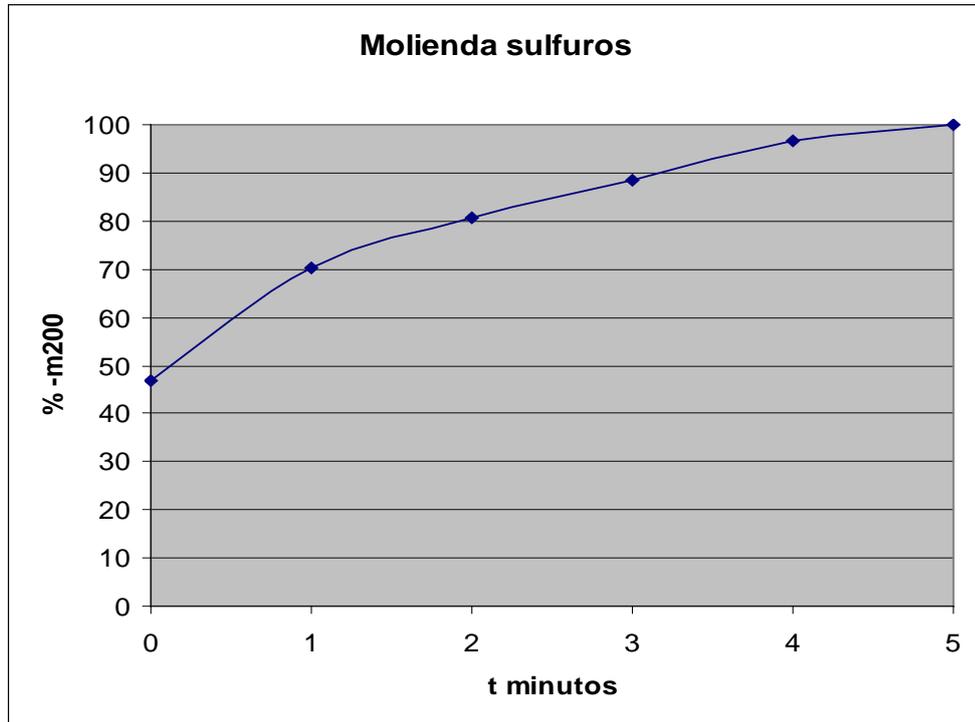


Figura N° 31 %-m200 versus tiempo para sulfuros.

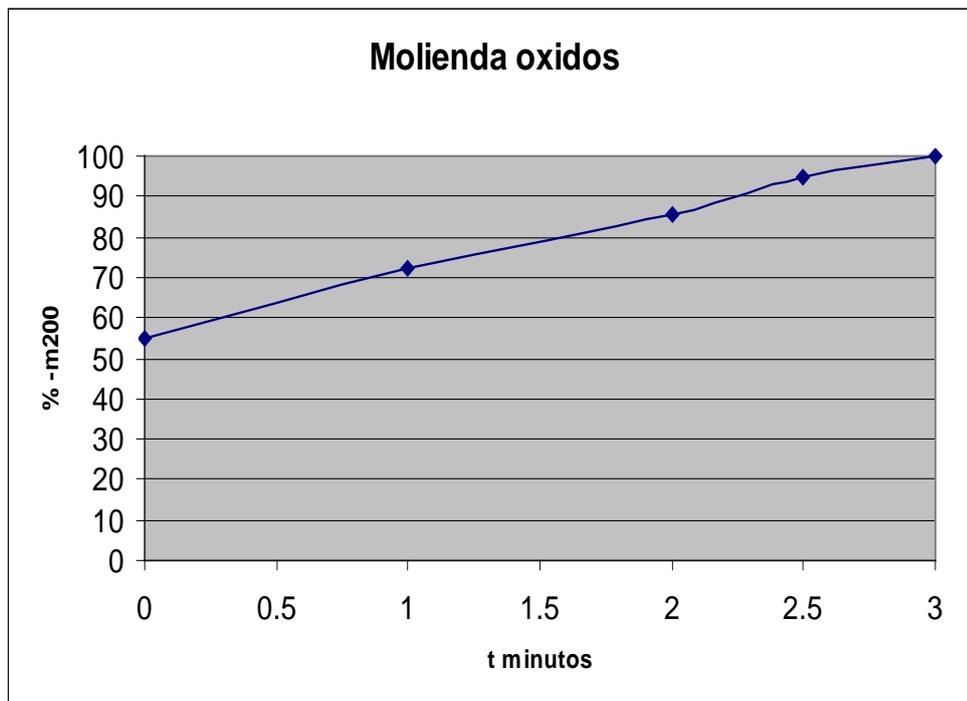


Figura N° 32 %-m200 versus tiempo para óxidos.

Mineral mixto	
Tiempo minutos	%-m200
0	49.31
1	74.56
2	85.69
3	98.75
3.5	100.00

Cuadro N° 41 Prueba de moliendabilidad para mixtos.

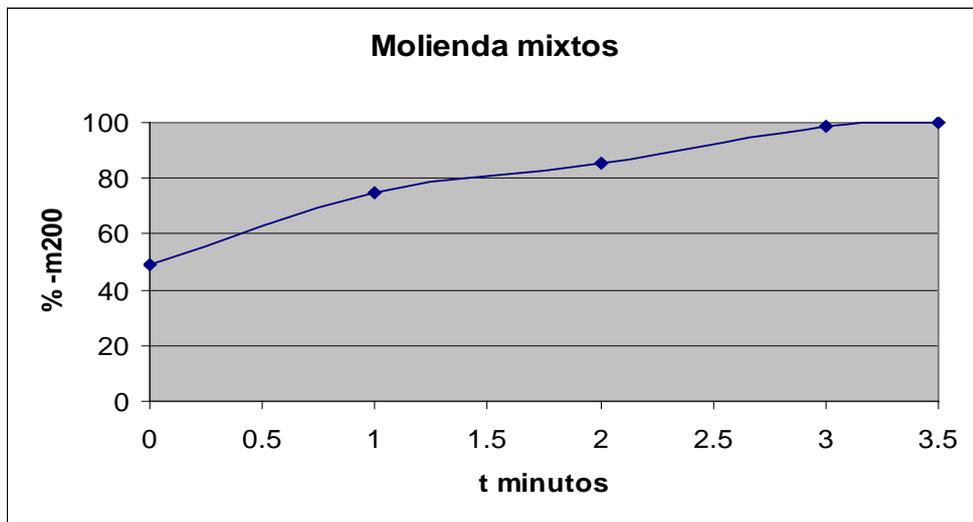


Figura N° 33 %-m200 versus tiempo para mixtos.

Con la ayuda de esos gráficos, se determino el tiempo de pulverización para obtener el porcentaje de malla deseado. Una vez obtenido la malla, se procedió a realizar las pruebas metalúrgicas.

4.5 Pruebas de disolución de oro variando la molienda.

Se prepararon las muestras y se corrieron las pruebas a un determinado %-m200. Las condiciones para las pruebas son:

Peso del mineral:	300	grs
Granulometría:	%	-m200 (de acuerdo a la muestra)
Relación L/S:	2.0	
Fuerza de CN a mantener:	0.20	%

Tabla N° 11 Condiciones para las pruebas variando la granulometría.

Como los parámetros en estudio es la disolución variando el % -m200, solo se va a mostrar estos parámetros en el cuadro siguiente:

Muestra	Calidad	Tipo	OzAu/tc	Recup.	Zona
Composito 1	Mineral	Óxidos	1.581	Normal	Trujillo-Barranca-Chimbote-Piura
Composito 2	Relave	Óxidos	2.315	Normal	Trujillo-Barranca-Chimbote-Piura
Composito 3	Mineral	Mixtos	1.751	Normal	Secocha, Chala, Misqui, Ático
Composito 4	Mineral	Sulfuro	0.742	Normal	Trujillo-Chimbote-Misqui
Composito 5	Mineral	Mixtos	0.871	Baja	Barranca, Piura, Pedregal, Puno

Tabla N° 12 Minerales para las pruebas de disolución versus molienda.

% -m200	Ley del residuo oz Au/tc				
	Composito 1	Composito 2	Composito 3	Composito 4	Composito 5
78	0.098	0.160	0.150	0.150	0.259
80	0.093	0.143	0.122	0.099	0.271
85	0.093	0.140	0.105	0.061	0.236
87	0.095	0.146	0.108	0.059	0.235
90	0.097	0.140	0.106	0.057	0.234
100	0.094	0.161	0.105	0.054	0.235

Cuadro N° 42 Residuo de las pruebas de disolución de los compositos.

% -m200	% Disolución				
	Composito 1	Composito 2	Composito 3	Composito 4	Composito 5
78	93.80	93.09	91.43	79.78	70.26
80	94.12	93.82	93.03	86.66	68.89
85	94.12	93.95	94.00	91.78	72.90
87	93.99	93.69	93.83	92.05	73.02
90	93.86	93.95	93.95	92.32	73.13
100	94.05	93.05	94.00	92.72	73.02

Cuadro N° 43 Disolución de los minerales (compositos) en laboratorio.

De los cuadros y grafico N° 34 se puede observar lo siguiente:

- 1.- Para los mixtos y/o óxidos, la disolución es buena, controlando los otros parámetros, pH, fuerza de cianuro, la malla mínima seria de 80%-m200.
- 2.- Para los sulfuros, la disolución si va a tener una dependencia del %-m200.

3.- Los minerales de baja recuperación, se comportan como los sulfuros.

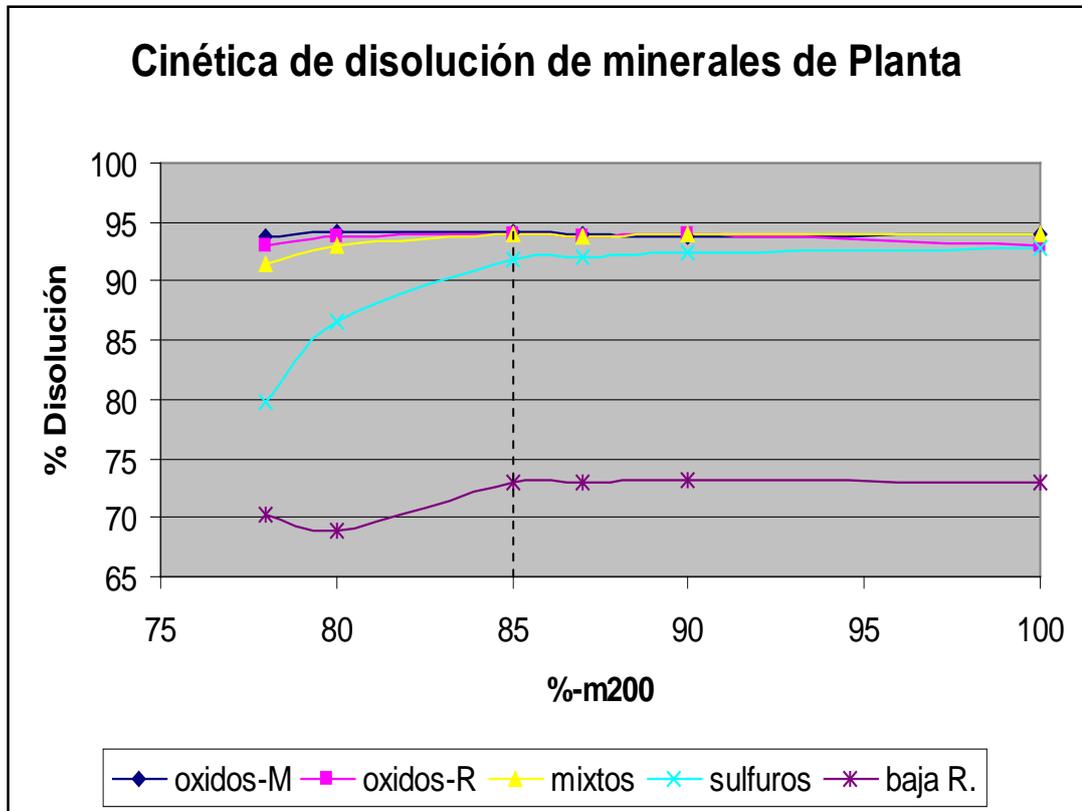


Figura N° 34 Disolución de los minerales variando la malla.

Conclusiones:

1.- En estos momentos es difícil separar o hacer campañas con minerales óxidos y sulfuros por separado, tenemos que mezclarlos y para poder tener una buena disolución y no afectar la recuperación, nuestro porcentaje de malla en operación debe ser mínimo 85% -m200.

4.6 Operación en Planta a una molienda de 85% -m200.

Se hizo las pruebas de operación en Planta bajando el % -m200, se evaluaron todos los parámetros de control y se pudo ver y comprobar con la producción obtenida, que la recuperación no se vio afectado, continuamos con 93.1% de recuperación.

Trabajamos con mínimo 85% -m200 y con esto se mejoro el funcionamiento del espesador, se logro un trabajo continuo, la alimentación al espesador fue 1280 gr/lit.

4.6.1 Balance de materia del espesador 30'x 10' a 85% -m200.

Datos de operación:

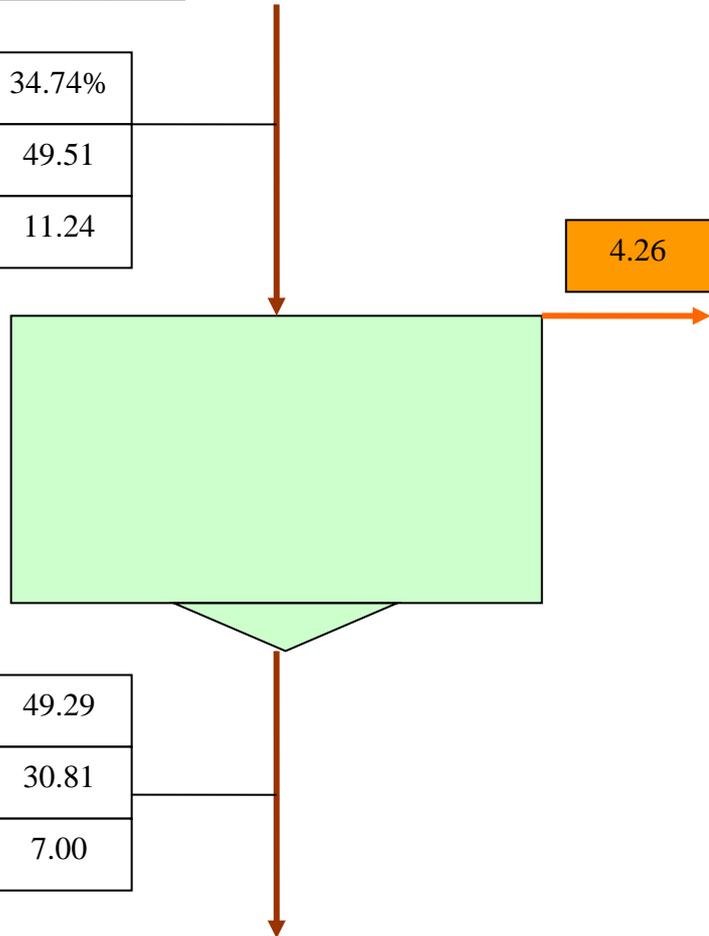
Ge =	2.7				
K =	0.630				
Tmsd=	120	=	132.28	TCSH =	5.512

Tabla N° 13 Datos para el balance de materia del espesador a 85% -m200.

Leyenda

TMS	G.E.	% Solidos
Dp gr/lit	GPM agua	GPM Pulpa
	m3/hr agua	m3/hr pulpa

120	2.70	34.74%
1280	41.44	49.51
	9.41	11.24



120	2.70	49.29
1450	22.70	30.81
	5.15	7.00

Figura N° 35 Balance de materia del espesador a 85% -m200.

Tiempo de residencia = 16.014 horas.

Observaciones:

- 1.- Densidad del under flow promedio es de 1450 gr/lit.
- 2.- El pH de la solución (over flow), es de 10.0.
- 3.- Del balance de materia, se observa que con la sedimentación que se esta obteniendo, se recupera solamente el 45.23% de la solución.
- 4.- La solución del espesador (over flow), es amarillenta con pocas partículas en suspensión.

4.7 Conclusiones.

- 1.- Se corrigió el problema de lamas.
- 2.- El espesador esta trabajando en forma continua.
- 3.- La solución recuperada se incremento minimamente, pero mejoramos los problemas ya mencionados.
- 4.- El porcentaje de malla 85% -m200, en Planta se obtiene sin problemas.
- 5.- Se bajo el consumo de bolas.

CAPITULO V

PROCESAMIENTO DE MINERALES DE ORO CON CONTENIDOS DE COBRE

5.1 Objetivo.

Bajar el consumo de cianuro al procesar minerales con contenidos de cobre y recuperar el cobre.

5.2 Fundamento.

Se esta buscando alternativas para disminuir el consumo de cianuro y a la vez analizar el efecto del cobre en soluciones de cianuro y recuperar el cobre.

5.3 Introducción.

En estos momentos, hay un fuerte ingreso de minerales de oro con contenidos de cobre y como el proceso que tenemos es la lixiviación con cianuro de sodio, para la recuperación del oro y plata, estos minerales de oro con cobre causan problemas debido a su solubilidad en soluciones cianuradas, ya que el cobre reacciona y formara complejos de cianuro de cobre $CuCN$, y esto origina un consumo excesivo de cianuro e inhibe y retarda la extracción del oro y plata. El cianuro de cobre $CuCN$ va a ser disuelto con el CN^- (cianuro libre) y va a formar especies cianocuprosos según:





5.4 Procedimiento.

A todos los minerales que ingresan y tienen cobre, se les corre una prueba metalúrgica de extracción de oro. Hay zonas que producen minerales de oro con contenidos de cobre, que tienen aceptable extracción de oro, pero el problema es el consumo excesivo de cianuro.

Entre los minerales de cobre que acompañan al oro tenemos, sulfuros están la calcopirita y bornita, y entre los óxidos tenemos a la malaquita, azurita, chalcantita y crisocola, y en sulfatos tenemos a la brocantita.



Foto N° 7 Minerales de oro con contenidos de cobre (óxidos).



Foto N° 8 Minerales de oro con contenidos de cobre (mixtos).

A continuación le presentamos un cuadro de disolución del cobre en cianuro.

Mineral	Formula	Calidad	Cu disuelto %
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	Oxido	94.5
Chalcosita	Cu_2S	Sulfuro	90.2
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	Oxido	90.2
Cobre	Cu	Nativo	90.0
Cuprita	Cu_2O	Oxido	85.5
Bornita	$\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	Sulfuro	70.0
Enargita	$3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	Sulfuro	65.8
Tetrahedrita	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	Sulfuro	21.9
Crisocola	CuSiO_3	Oxido	11.8
Chalcopyrita	CuFeS_2	Sulfuro	5.6

Nota: Chalcantita $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ soluble en agua

Tabla N° 14 Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de cianuro.

En Planta se puede ver que el ingreso de estos minerales es:

Sulfuros:	Chalcopirita	buen ingreso
	Bornita	poco
Óxidos:	Malaquita	poco
	Azurita	poco
	Crisocola	buen ingreso
Sulfatos:	Brocantita	poco
	Chalcantita	poco

Tabla N° 15 Minerales con cobre que ingresan a Planta.

5.4.1 Pruebas metalúrgicas de minerales de oro con contenidos de cobre.

Se corrieron las pruebas metalúrgicas a varios lotes de minerales de diferentes zonas las condiciones son las mismas para todas las pruebas.

Peso del mineral:	300	grs
Granulometría:	100	%-m200
Relación L/S:	2.0	
Fuerza de CN a mantener:	0.20	%

Tabla N° 16 Condiciones para las pruebas de cianuración a los minerales con cobre

5.4.1.1 Minerales de zonas de buena recuperación de oro.

N°	Mineral	Zona	Ley oz Au/tc	% Cu
1	Oxido	Secocha	2.420	1.712
2	Mixto	Misqui	1.055	0.749
3	Oxido	Trujillo	1.352	1.177
4	Sulfuro	Secocha	1.095	1.550
5	Sulfuro	Otoca	0.453	0.894
6	Oxido	Secocha	0.990	0.526
7	Oxido	Pedregal	0.335	0.806
8	Sulfuro	Misqui	0.345	1.193
9	Sulfuro	Hiscos	2.012	1.655
10	Oxido	Puno	0.274	0.340

Cuadro N° 44 Zonas de minerales de oro con contenidos de cobre.

Los resultados y corridas de las pruebas se muestran a continuación. Como ejemplo de una corrida se hace para el lote 1 de Secocha con ley de oro de 2.420 oz Au/tc, y 1.712% de cobre.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 10

1. Caracterización de la muestra: **OXIDO**
- | | | | |
|---|-------------------------------------|--------------|--------------|
| | | oz Au/tc | %Cu |
| * | Análisis químico de cabeza (oz/tc): | 2.420 | 1.712 |
2. Condiciones generales para las pruebas:
- | | | |
|---|--------------------------|------------|
| * | Peso del mineral: | 300 grs |
| * | Granulometría: | 100 %-m200 |
| * | Relación L/S: | 2.0 |
| * | Volumen de solución: | 0.6 litros |
| * | pH natural: | 4.5 |
| * | pH a mantener: | 11.0 |
| * | Fuerza de CN a mantener: | 0.20 % |
3. Condiciones particulares para las pruebas:

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .

Hora	Hora Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final %	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	17.00	56.67	56.67	4.5	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	56.67		11.0	0.005	3.900	3.90
0.5	1.5	0.00	0.00	56.67		11.0	0.016	3.680	7.58
0.5	2	0.00	0.00	56.67		11.0	0.024	3.520	11.10
0.5	2.5	0.00	0.00	56.67		11.0	0.037	3.260	14.36
1.5	4	0.00	0.00	56.67		11.0	0.035	3.300	17.66
0.5	4.5	0.00	0.00	56.67		11.0	0.050	3.000	20.66
0.5	5	0.00	0.00	56.67		11.0	0.075	2.500	23.16
1	6	0.00	0.00	56.67		11.0	0.080	2.400	25.56
1	7	0.00	0.00	56.67		11.0	0.080	2.400	27.96
1	8	0.00	0.00	56.67		11.0	0.090	2.200	30.16
1	9	0.00	0.00	56.67		11.0	0.105	1.900	32.06
2	11	0.00	0.00	56.67		11.0	0.133	1.340	33.40
2	13	0.00	0.00	56.67		11.0	0.130	1.400	34.80
2	15	0.00	0.00	56.67		11.0	0.139	1.220	36.02
3	18	0.00	0.00	56.67		11.0	0.141	1.180	37.20
4	22	0.00	0.00	56.67		11.0	0.150	1.000	38.20
6	28	0.00	0.00	56.67		11.0	0.155	0.900	39.10
8	36	0.00	0.00	56.67		11.0	0.150	1.000	40.10
12	48	0.00	0.00	56.67		11.0	0.144	1.120	41.22

EXTRACCIONES:

Análisis del residuo:	0.145	oz Au/tc	Extracción Au:	94.01%
-----------------------	--------------	----------	----------------	---------------

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 11

1. Caracterización de la muestra: **MIXTO**
- | | | | |
|---|-------------------------------------|--------------|--------------|
| | | oz Au/tc | %Cu |
| * | Análisis químico de cabeza (oz/tc): | 1.055 | 0.749 |
2. Condiciones generales para las pruebas:
- | | | |
|---|--------------------------|------------|
| * | Peso del mineral: | 300 grs |
| * | Granulometría: | 100 %-m200 |
| * | Relación L/S: | 2.0 |
| * | Volumen de solución: | 0.6 litros |
| * | pH natural: | 5.0 |
| * | pH a mantener: | 11.0 |
| * | Fuerza de CN a mantener: | 0.20 % |
3. Condiciones particulares para las pruebas:

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .

Hora	Hora Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final %	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	7.20	24.00	24.00	5.0	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	24.00		11.0	0.007	3.860	3.86
0.5	1.5	0.00	0.00	24.00		11.0	0.025	3.500	7.36
0.5	2	0.00	0.00	24.00		11.0	0.043	3.140	10.50
0.5	2.5	0.00	0.00	24.00		11.0	0.134	1.320	11.82
1	3.5	0.00	0.00	24.00		11.0	0.181	0.380	12.20
8.5	12	0.00	0.00	24.00		11.0	0.150	1.000	13.20
5	17	0.00	0.00	24.00		11.0	0.200	0.000	13.20
12	29	0.00	0.00	24.00		11.0	0.200	0.000	13.20
12	41	0.00	0.00	24.00		11.0	0.192	0.160	13.36
7	48	0.00	0.00	24.00		11.0	0.200	0.000	13.36

EXTRACCIONES:

Análisis del residuo:	0.059	oz Au/tc	Extracción Au:	94.41%
-----------------------	--------------	----------	----------------	---------------

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 12

1. Caracterización de la muestra: **SULFURO**
- | | | |
|---------------------------------------|--------------|-------------|
| | oz Au/tc | %Cu |
| * Análisis químico de cabeza (oz/tc): | 1.095 | 1.55 |
2. Condiciones generales para las pruebas:
- | | |
|----------------------------|------------|
| * Peso del mineral: | 300 grs |
| * Granulometría: | 100 %-m200 |
| * Relación L/S: | 2.0 |
| * Volumen de solución: | 0.6 litros |
| * pH natural: | 5.0 |
| * pH a mantener: | 11.0 |
| * Fuerza de CN a mantener: | 0.20 % |
3. Condiciones particulares para las pruebas:

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .

Hora	Hora Acumulado	CAL				NaCN			
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final %	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	15.90	53.00	53.00	5.0	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	53.00		11.0	0.018	3.640	3.64
0.5	1.5	0.00	0.00	53.00		11.0	0.021	3.580	7.22
0.5	2	0.00	0.00	53.00		11.0	0.035	3.300	10.52
0.5	2.5	0.00	0.00	53.00		11.0	0.075	2.500	13.02
0.5	3	0.00	0.00	53.00		11.0	0.082	2.360	15.38
0.5	3.5	0.00	0.00	53.00		11.0	0.082	2.360	17.74
1.5	5	0.00	0.00	53.00		11.0	0.120	1.600	19.34
2	7	0.00	0.00	53.00		11.0	0.150	1.000	20.34
8	15	0.00	0.00	53.00		11.0	0.161	0.780	21.12
8	23	0.00	0.00	53.00		11.0	0.182	0.360	21.48
10	33	0.00	0.00	53.00		11.0	0.186	0.280	21.76
12	45	0.00	0.00	53.00		11.0	0.186	0.280	22.04
3	48	0.00	0.00	53.00		11.0	0.190	0.200	22.24

EXTRACCIONES:

Análisis del residuo:	0.075 oz Au/tc	Extracción Au:	93.15%
-----------------------	-----------------------	----------------	---------------

N° Prueba	Cabeza Ley Au oz/tc	Tiempo Prueba Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					NaCN	cal		
1	2.420	48	100%	0.20	41.22	56.67	0.145	94.01
2	1.055	48	100%	0.20	13.36	24.00	0.059	94.41
3	1.352	48	100%	0.20	10.02	7.33	0.121	91.05
4	1.095	48	100%	0.20	22.24	53.00	0.075	93.15
5	0.453	48	100%	0.20	13.12	5.70	0.031	93.16
6	0.990	48	100%	0.20	9.08	3.00	0.051	94.85
7	0.335	48	100%	0.20	23.04	6.00	0.025	92.54
8	0.345	48	100%	0.20	20.06	13.30	0.034	90.14
9	2.012	48	100%	0.20	19.12	10.70	0.190	90.56
10	0.274	48	100%	0.20	9.20	5.70	0.019	93.07

Cuadro N° 45 Extracción de oro de los minerales de oro con cobre.

5.4.1.2 Minerales de zonas de baja recuperación de oro.

N°	Zona	Ley Au oz/tc	Ley Cu %
1	Pachaconas	0.341	0.341
2	Chimbote	0.715	0.619
3	Puno	0.537	2.142
4	Piura	0.536	0.333
5	Pampa Blanca	0.434	1.812

Cuadro N° 46 Minerales de oro con cobre de baja recuperación.

N°	Cabeza Ley Au oz/tc	Cabeza Ley Cu %	Tiempo Prueba Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo Reactivos kg/tm		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
						NaCN	Cal		
1	0.341	0.341	48.00	100.00	0.20	13.98	1.0	0.172	49.56
2	0.715	0.619	48.00	100.00	0.20	9.80	12.7	0.285	60.14
3	0.537	2.142	48.00	100.00	0.20	48.46	6.2	0.179	66.667
4	0.536	0.333	48.00	100.00	0.20	11.34	16.7	0.227	57.649
5	0.434	1.812	48.00	100.00	0.20	29.38	20.0	0.166	61.751

Cuadro N° 47 Extracción de oro de minerales de oro y cobre de baja recuperación.

De los resultados se puede observar que existe una buena cantidad de minerales de oro que tienen contenidos de cobre que presentan buena extracción de oro, pero con un excesivo consumo de cianuro.

El trabajo que se realizó es el de tratar de bajar ese consumo de cianuro, pero sin afectar la extracción de oro.

5.4.2 Pruebas de lixiviación de cobre.

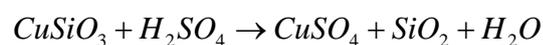
Se hizo pruebas en el laboratorio metalúrgico, para primero pasar por una lixiviación ácida con ácido sulfúrico (H_2SO_4) al 10%, para extraer el cobre y después de un lavado, realizar la lixiviación de oro con cianuro de sodio. Se realizó las pruebas a dos tipos de materiales para poder compararlos en su comportamiento y resultados y tener idea de lo que pasa según la variación del contenido de cobre. Primero se va a preparar un mineral de oro con contenido de cobre alto, para esto vamos a pallaquear (escoger) los lotes que se tiene en la cancha de minerales que ya pasaron por el chancado y fueron muestreados; el segundo se hizo con lotes de mineral tal como ingresan a Planta que previamente fueron chancados y muestreados.

5.4.2.1 Mineral pallaqueado de oro con contenido de cobre alto.

Se preparó con un pallaqueo en la cancha de almacenamiento de minerales, una muestra de mineral de oro con alto contenido de cobre. Se sacó una muestra de 50 kilos, se homogenizó, se cuarteó y se sacaron las muestras para análisis de cabeza y para las pruebas de lixiviación de cobre. Entre el cobre que se pudo observar, está la crisocola en mayor proporción, regular malaquita, poco chalcantita y poca brocantita.

Las posibles reacciones que se forman son:

CRISOCOLA.



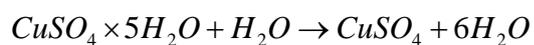
MALAQUITA



AZURITA



CHALCANTITA

**5.4.2.1.1 Procedimiento.**

La muestra de mineral (50 kilos), se chanco a 100% -1/4", se saco las muestras para análisis de cabeza (oro y cobre) y se preparo las muestras para las pruebas de lixiviación de cobre con acido sulfúrico al 10% y lixiviación de oro, el mineral se ve en la foto N° 9.



Foto N° 9 Minerales de oro con cobre antes de lixiviar con acido sulfúrico.

5.4.2.1.2 Pruebas de lixiviación de oro al mineral de oro con contenido de cobre

Se separó una muestra de 0.5 kilos, para realizar la prueba de extracción de oro así como esta, va ser para poder comparar resultados de extracción de oro y consumo de reactivos.

Condiciones generales para la prueba de extracción de oro:

Muestra: Mineral de oro con alto contenido de cobre (pallaqueado).

Ley de Cabeza:	Au :	1.686	oz/tc	% Cu :	7.500
Peso del mineral:		300	grs		
Granulometría:		100	%-m200		
pH a mantener:		11.0			
Fuerza de CN a mantener:		0.20	%		

Tabla N° 17 Condiciones para las pruebas de lixiviación de oro al mineral con cobre.

N°	Cabeza	Cabeza	Tiempo Prueba Horas	% -m200	Fuerza NaCN %	Consumo		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
	Ley Au	Ley Cu				Reactivos kg/tm			
	oz/tc	%				NaCN	cal		
1	1.686	7.5	48.00	100.00	0.20	100.24	63.3	0.168	90.04

Cuadro N° 48 Resultado de las pruebas de extracción de oro.

La corrida de la prueba se muestra en la prueba N° 13.

5.4.2.1.3 Lixiviación con ácido sulfúrico al mineral con contenido de cobre.

Condiciones generales para las pruebas de lixiviación de cobre.

Muestra: Mineral de oro con alto contenido de cobre (pallaqueado).

Ley de Cabeza:	Au :	1.686	oz/tc	% Cu :	7.500
Peso del mineral:		500	grs		
Granulometría:		100	%- 1/4"		
Volumen de solución:		1000	ml		
Fuerza d trabajo H ₂ SO ₄ :		10	%		

Tabla N° 18 Condiciones para las pruebas de lixiviación de cobre.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS**A) PRUEBA N° 13**

1. Caracterización de la muestra: **Muestra de cobre (PALLAQUEADO)**
- * Análisis químico de cabeza (oz/tc): Au oz/tc **1.686** %Cu **7.500**
2. Condiciones generales para las pruebas:
- * Peso del mineral: 300 grs
- * Granulometría: 100 %-m200
- * Volumen solución: 0.6 litros
- * pH a mantener: 11.0
- * Fuerza de CN a mantener: 0.20 %

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

Hora	Hora Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tms		pH		Fuerza Final (%)	Consumo kg/tm	
			Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total
0	0	19.00	63.33	63.33	3.5	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	63.33		11.0	0.002	3.960	3.96
0.5	1.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.002	3.960	7.92
0.5	2	0.00	0.00	63.33		11.0	0.004	3.920	11.84
0.5	2.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.008	3.840	15.68
0.5	3	0.00	0.00	63.33		11.0	0.007	3.860	19.54
0.5	3.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.009	3.820	23.36
0.5	4	0.00	0.00	63.33		11.0	0.010	3.800	27.16
0.5	4.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.011	3.780	30.94
0.5	5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.042	3.160	34.10
0.5	5.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.048	3.040	37.14
0.5	6	0.00	0.00	63.33		11.0	0.035	3.300	40.44
0.5	6.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.033	3.340	43.78
0.5	7	0.00	0.00	63.33		11.0	0.030	3.400	47.18
0.5	7.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.048	3.040	50.22
0.5	8	0.00	0.00	63.33		11.0	0.050	3.000	53.22
0.5	8.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.091	2.180	55.40
0.5	9	0.00	0.00	63.33		11.0	0.084	2.320	57.72
0.5	9.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.108	1.840	59.56
0.5	10	0.00	0.00	63.33		11.0	0.111	1.780	61.34
1	11	0.00	0.00	63.33		11.0	0.083	2.340	63.68
0.5	11.5	0.00	0.00	63.33		11.0	0.099	2.020	65.70
0.5	12	0.00	0.00	63.33		11.0	0.105	1.900	67.60
1	13	0.00	0.00	63.33		11.0	0.103	1.940	69.54
1	14	0.00	0.00	63.33		11.0	0.117	1.660	71.20
1	15	0.00	0.00	63.33		11.0	0.146	1.080	72.28
2	17	0.00	0.00	63.33		11.0	0.105	1.900	74.18
2	19	0.00	0.00	63.33		11.0	0.103	1.940	76.12
2	21	0.00	0.00	63.33		11.0	0.104	1.920	78.04
2	23	0.00	0.00	63.33		11.0	0.108	1.840	79.88
2	25	0.00	0.00	63.33		11.0	0.112	1.760	81.64
2	27	0.00	0.00	63.33		11.0	0.105	1.900	83.54
2	29	0.00	0.00	63.33		11.0	0.106	1.880	85.42
2	31	0.00	0.00	63.33		11.0	0.089	2.220	87.64
1	32	0.00	0.00	63.33		11.0	0.110	1.800	89.44
1	33	0.00	0.00	63.33		11.0	0.155	0.900	90.34
3	36	0.00	0.00	63.33		11.0	0.095	2.100	92.44
3	39	0.00	0.00	63.33		11.0	0.108	1.840	94.28
3	42	0.00	0.00	63.33		11.0	0.102	1.960	96.24
3	45	0.00	0.00	63.33		11.0	0.101	1.980	98.22
3	48	0.00	0.00	63.33		11.0	0.099	2.020	100.24
Análisis del residuo:		0.168 oz Au/tc			% Extracción Au:		90.04%		

Como resultado de la lixiviación, se obtiene un mineral de oro con poco contenido de cobre (ripio), el cual luego de un lavado severo, pasa a las pruebas de lixiviación de oro y por otra parte tenemos, una solución rica en cobre. La solución rica en cobre, es solución de sulfato de cobre y de esta solución se recupera el cobre. El ripio de la prueba se ve en la foto N° 10.



Foto N° 10 Ripio de la lixiviación de cobre con ácido sulfúrico (lavado).

Resultado de las pruebas:

Ley del ripio:	Au :	1.898	oz/tc	% Cu :	1.624
Peso del mineral:	440	grs			
Granulometría:	100	%- 1/4"			
Volumen de solución:	995	ml			
Solución de cobre:	29.338	gr/lt			

Tabla N° 19 Resultado de las prueba de lixiviación de cobre.

La recuperación de cobre se puede realizar por chatarra de fierro. Se aprovecha que el cobre es menos activo que el fierro y es por esto que el fierro reemplaza al cobre en la solución y el cobre precipita, a este precipitado se le llama cemento de cobre.

También se podría precipitar el cobre, con hidróxido de sodio (soda cáustica), y se obtendría un precipitado que sería hidróxido de cobre.

Los balances metalúrgicos de las pruebas se muestran a continuación:

Producto	Peso grs	% Peso	Ley Au oz/tc	Conte- nido	Distri- bución
Cabeza	500	100.00	1.686	168.60	100.00
Ripio	440	88.00	1.898	167.02	99.07

Cuadro N° 49 Distribución de finos para el oro.

Producto	Peso Gramos	Volumen litros	Conc.Cu gr/lit	Ley Cu %	Gramos Cu	% Recuperación
Cabeza calculada	500			7.267	36.337	100.00
Solución Cobre		0.995	29.338		29.191	80.34
Ripio	440			1.624	7.146	19.66

*Cabeza analizada 7.500 % Cu.

Cuadro N° 50 Balance para el cobre.

5.4.2.1.4 Pruebas de lixiviación de oro al ripio de la lixiviación de cobre.

Al ripio de la lixiviación de cobre, se le lavo y se hizo las pruebas de extracción.

N°	Zona	Cabeza Ley Au oz/tc	Cabeza Ley Cu %	Tiempo Prueba Horas	Consumo		Residu Ley Au oz/tc	% Extracción
					Reactivos kg/tm	NaCN		
1	Ripio de Cu	1.898	1.624	48.00	11.18	12.5	0.147	92.26
2	Ripio de Cu	1.898	1.624	48.00	12.01	12.5	0.146	92.31
Promedio		1.898	1.624	48.00	11.60	12.5	0.1465	92.28

Cuadro N° 51 Extracción de oro del ripio de la extracción de cobre.

5.4.2.1.5 Comparación de lixiviación antes y después de lixiviar cobre.

N°	Muestra	Cabeza	Cabeza	Tiempo Prueba Horas	Consumo		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
		Ley Au oz/tc	Ley Cu %		Reactivos kg/tm NaCN	cal		
1	Natural	1.686	7.500	48.00	100.24	63.33	0.168	90.04
2	Lixiviado H ₂ SO ₄	1.898	1.624	48.00	11.60	12.50	0.147	92.28

Cuadro N° 52 Resumen de lixiviación de minerales de oro con contenido de cobre.

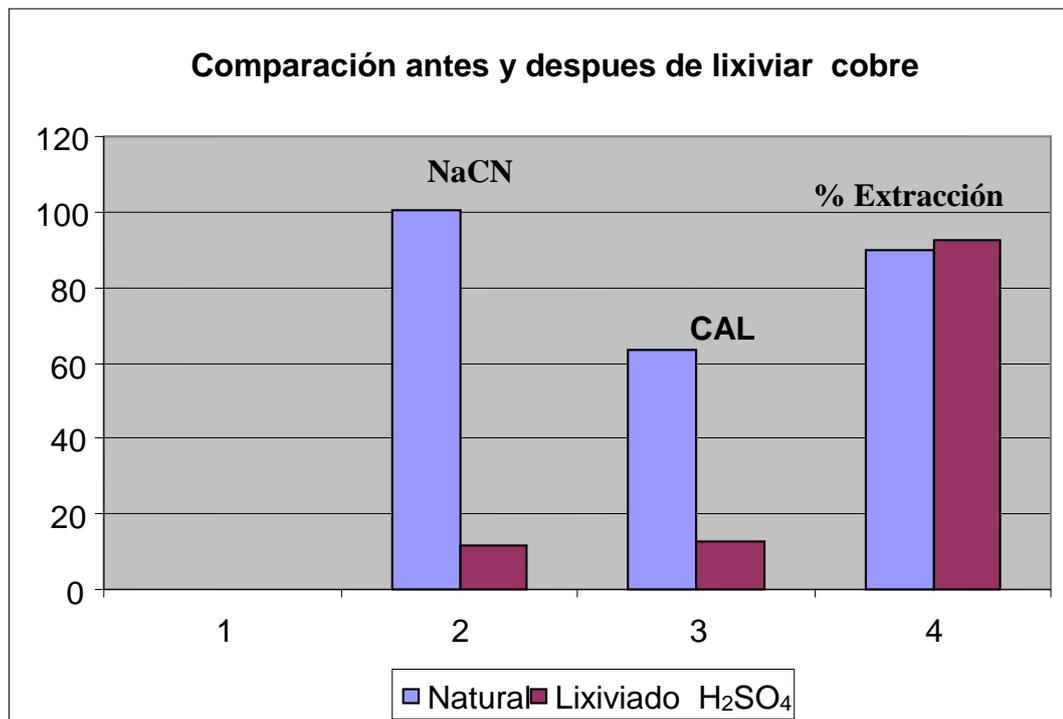


Figura N° 36 Cuadro de comparación de consumo de reactivos y extracción.

Observaciones:

1.- Cuando se lixivía el cobre, la ley de cabeza de oro sube, esto porque el peso disminuye.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 14

1. Caracterización de la muestra: **Ripio lixiviación de Cobre**
- | | | | |
|---|-------------------------------------|--------------|--------------|
| | | oz Au/tc | %Cu |
| * | Análisis químico de cabeza (oz/tc): | 1.898 | 1.624 |
2. Condiciones generales para las pruebas:
- | | | |
|---|--------------------------|------------|
| * | Peso del mineral: | 200 grs |
| * | Granulometría: | 100 %-m200 |
| * | Relación L/S: | 2.0 |
| * | Volumen de solución: | 0.4 lt |
| * | pH después del lavado: | 4.5 |
| * | pH a mantener: | 11.0 |
| * | Fuerza de CN a mantener: | 0.20 % |
3. Condiciones particulares para las pruebas:

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO .

Hora	Hora Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final %	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	2.50	12.50	12.50	4.5	11.0	0.200		
1	1	0.00	0.00	12.50		11.0	0.050	3.000	3.00
1	2	0.00	0.00	12.50		11.0	0.075	2.500	5.50
1	3	0.00	0.00	12.50		11.0	0.091	2.180	7.68
1	4	0.00	0.00	12.50		11.0	0.117	1.660	9.34
4	8	0.00	0.00	12.50		11.0	0.154	0.920	10.26
15	23	0.00	0.00	12.50		11.0	0.177	0.460	10.72
25	48	0.00	0.00	12.50		11.0	0.177	0.460	11.18
EXTRACCIONES:									
Análisis del residuo:		0.147	oz Au/tc	Extracción Au:	92.26%				

2.- Hay una pérdida de 0.93% en lo que respecta el oro, esto es por la pérdida de finos al lavar, secar la muestra, etc. Esto se podría mejorar con un mejor manejo de las muestras.

3.- El porcentaje de extracción de oro, varía (de 90.04% a 92.28%), esto porque en la prueba de extracción del mineral inicial con cobre (7.5% cobre), hay un consumo excesivo de cianuro y se necesita reponer el cianuro en menos intervalo de tiempo, y se puede ver que a las 48 horas continua consumiendo cianuro.

4.- El mineral es bien ácido, tiene un pH inicial de 3.5.

5.- La extracción de cobre es aceptable (80.34%).

6.- Si se quiere incrementar la disolución de cobre. Se tendría que bajar la malla que fue de 100% -1/4", pero evitando la formación de demasiados finos.

7.- Los equipos que se utilizarían, son mínimos, se haría una poza para el mineral y se recircularía la solución con una bomba.

8.- El almacenamiento y manipulación de reactivos a usar, si se realiza con los cuidados que se tiene al utilizar otros ácidos, no sería problema.

5.4.2.2 Mineral de oro con contenido de cobre (lotes como ingresan a Planta).

Se escogió un lote de mineral de oro con contenido de cobre de ingreso frecuente a Planta. Se sacó una muestra representativa del lote (50 kilos), se homogenizó, se cuarteó y se sacaron las muestras para análisis de cabeza y para las pruebas de lixiviación de cobre. Entre el cobre que se observó se tiene: bastante crisocola regular chalcantita y un poco de malaquita y brocantita.

Todo el procedimiento se hizo igual que a la primera prueba del mineral de oro con alto contenido de cobre.



Foto N° 11 Minerales de oro con contenidos de cobre antes de lixiviar cobre.

5.4.2.2.1 Prueba de lixiviación de oro al mineral inicial de oro con cobre.

Se preparo una muestra de 0.5 kilos para realizar la prueba de extracción de oro para poder comparar resultados, las condiciones son:

Muestra: Mineral de oro con contenido de cobre.

Ley de Cabeza:	Au :	3.595	oz/tc	% Cu :	1.613
Peso del mineral:		300	grs		
Granulometría:		100	%-m200		
pH a mantener:		11.0			
Fuerza de CN a mantener:		0.20	%		

Tabla N° 20 Condiciones para las pruebas de lixiviación de oro.

5.4.2.2.2 Lixiviación con acido sulfúrico al mineral inicial de oro con cobre.

Ley de cabeza:	Au :	3.595	oz/tc	% Cu :	1.613
Peso del mineral:		500	grs		
Granulometría:		100	%-1/4"		
Volumen de solución:		1000	ml		
Fuerza de trabajo H ₂ SO ₄ :		10	%		

Tabla N° 21 Condiciones para las pruebas de lixiviación de cobre.

Ley del ripio:	Au :	5.428	oz/tc	% Cu :	0.495
Peso del mineral:	321	grs			
Granulometría:	100	%- 1/4"			
Volumen de solución:	995	ml			
Solución de cobre:	6.382	gr/lt			

Tabla N° 22 Resultado de las pruebas de lixiviación de cobre.



Foto N° 12 Ripio de la lixiviación de cobre con ácido sulfúrico (sin lavar).

Producto	Peso Gramos	% Peso	Ley Au oz/tc	Contenido	Distribución
Cabeza	500	100.00	3.515	351.50	100.00
Ripio	321	64.20	5.428	348.48	99.14

Cuadro N° 53 Distribución de finos para el oro.

Producto	Peso Gramos	Volumen lt	Conc. Cu gr/lt	Ley Cu %	Gramos Cu	% Recuperación
Cabeza calculada	500			1.588	7.939	100.00
Solución Cu		0.995	6.382		6.350	79.99
Ripio	321			0.495	1.589	20.01

*Cabeza analizada 1.613 % Cu

Cuadro N° 54 Balance para el cobre.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS**A) PRUEBA No 15**

1. Caracterización de la muestra: **OXIDO**
- | | | |
|---------------------------------------|--------------|--------------|
| | oz Au/tc | %Cu |
| * Análisis químico de cabeza (oz/tc): | 3.595 | 1.613 |
2. Condiciones generales para las pruebas:
- | | |
|----------------------------|------------|
| * Peso del mineral: | 300 grs |
| * Granulometría: | 100 %-m200 |
| * Relación L/S: | 2.0 |
| * Volumen de solución: | 0.6 litros |
| * pH natural: | 2.5 |
| * pH a mantener: | 11.0 |
| * Fuerza de CN a mantener: | 0.20 % |
3. Condiciones particulares para las pruebas:

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS**CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO**

Hora	Hora Acumulado	CAL				NaCN			
		Cal Gramos	Consumo kg/tms		pH		Fuerza Final %	Consumo kg/tm	
			Parcial	Total	Inicio	Final		Parcial	Total
0	0	55.00	183.3	183.33	2.5	11.0	0.200		
0.5	0.5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.001	3.980	3.98
0.5	1	0.00	0.00	183.33		11.0	0.003	3.940	7.92
0.5	1.5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.003	3.940	11.86
0.5	2	0.00	0.00	183.33		11.0	0.004	3.920	15.78
0.5	2.5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.003	3.940	19.72
0.5	3	0.00	0.00	183.33		11.0	0.009	3.820	23.54
0.5	3.5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.010	3.800	27.34
0.5	4	0.00	0.00	183.33		11.0	0.012	3.760	31.10
0.5	4.5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.015	3.700	34.80
0.5	5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.045	3.100	37.90
0.5	5.5	0.00	0.00	183.33		11.0	0.085	2.300	40.20
0.5	6	0.00	0.00	183.33		11.0	0.090	2.200	42.40
1	7	0.00	0.00	183.33		11.0	0.113	1.740	44.14
1	8	0.00	0.00	183.33		11.0	0.135	1.300	45.44
1	9	0.00	0.00	183.33		11.0	0.165	0.700	46.14
3	12	0.00	0.00	183.33		11.0	0.163	0.740	46.88
4	16	0.00	0.00	183.33		11.0	0.162	0.760	47.64
6	22	0.00	0.00	183.33		11.0	0.019	3.630	51.27
10	32	0.00	0.00	183.33		11.0	0.198	0.040	51.31
16	48	0.00	0.00	183.33		11.0	0.189	0.220	51.53

EXTRACCIONES:

Análisis del residuo:	0.220 oz Au/tc	Extracción Au:	93.88%
-----------------------	-----------------------	----------------	---------------

La recuperación de cobre, se hizo con el hidróxido de sodio (soda cáustica), y el precipitado que se obtuvo es hidróxido de cobre.

5.4.2.2.3 Pruebas de lixiviación de oro al ripo de la lixiviación de cobre.

Al ripo de la lixiviación de cobre, se lavo y se corrieron las pruebas.

5.4.2.2.4 Comparación de lixiviación de oro antes y después de lixiviar cobre.

N°	Muestra	Cabeza Ley Au oz/tc	Cabeza Ley Cu %	Tiempo Prueba Horas	Consumo		Residuo Ley Au oz/tc	% Extracción
					Reactivos kg/tms NaCN	Cal		
1	Natural	3.595	1.613	48.00	51.53	183.33	0.220	93.88
2	Lixiviado H ₂ SO ₄	5.428	0.495	48.00	14.32	85.00	0.302	94.44

Cuadro N° 55 Resumen de lixiviación de minerales de oro con contenido de cobre.

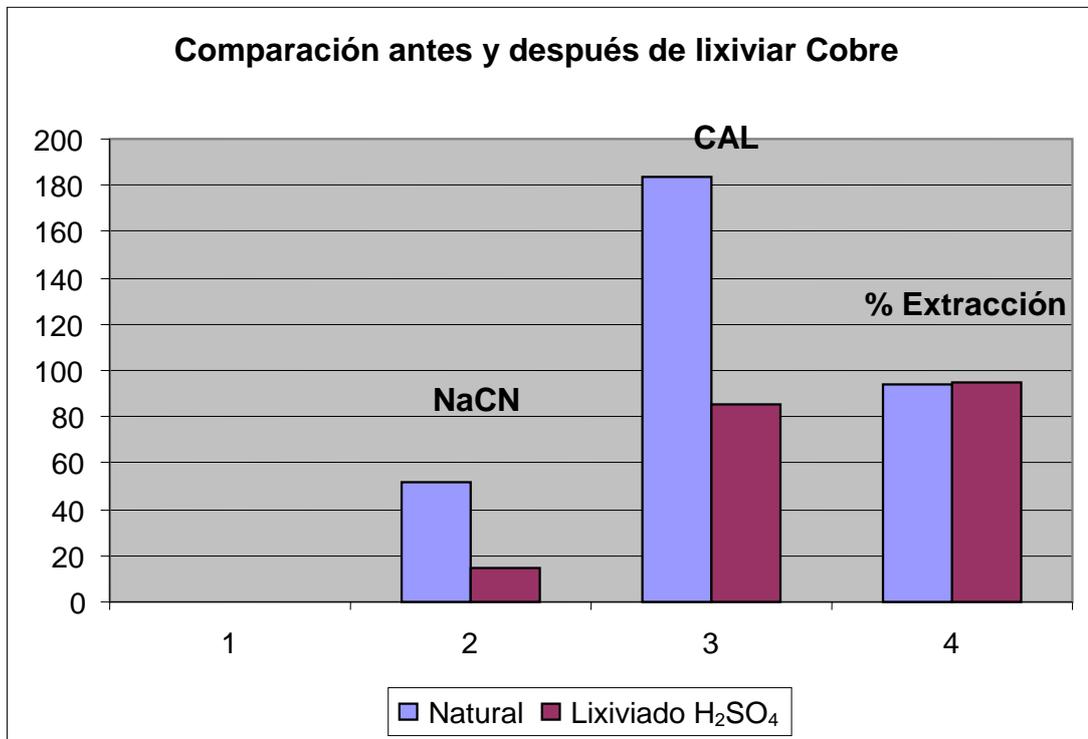


Figura N° 37 Cuadro comparativo de consumo de reactivos y extracciones.

PRUEBA DE CIANURACION POR AGITACION EN BOTELLAS

A) PRUEBA No 16

1. Caracterización de la muestra:

Ripio lixiviación de cobre

		oz Au/tc	%Cu
*	Análisis químico de cabeza (oz/tc):	5.428	0.495

2. Condiciones generales para las pruebas:

*	Peso del mineral:	200 grs
*	Granulometría:	100 %-m200
*	Relación L/S:	2.0
*	Volumen de solución:	0.4 litros
*	pH después del lavado:	3.5
*	pH a mantener:	11.0
*	Fuerza de CN a mantener:	0.20 %

3. Condiciones particulares para las pruebas:

B) RESULTADO DE LAS PRUEBAS

CONDICIONES: 48 Hrs : CAL Y CIANURO AL MISMO TIEMPO

Hora	Hora Acumulado	CAL					NaCN		
		Cal Gramos	Consumo kg/tm		pH		Fuerza Final %	Consumo kg/tm	
	Parcial		Total	Inicio	Final	Parcial		Total	
0	0	17.00	85.00	85.00	3.5	11.0	0.200		
0.5	0.5	0.00	0.00	85.00		11.0	0.002	3.960	3.96
0.5	1	0.00	0.00	85.00		11.0	0.075	2.500	6.46
1	2	0.00	0.00	85.00		11.0	0.091	2.180	8.64
1	3	0.00	0.00	85.00		11.0	0.091	2.180	10.82
1	4	0.00	0.00	85.00		11.0	0.117	1.660	12.48
4	8	0.00	0.00	85.00		11.0	0.154	0.920	13.40
15	23	0.00	0.00	85.00		11.0	0.177	0.460	13.86
25	48	0.00	0.00	85.00		11.0	0.177	0.460	14.32

EXTRACCIONES:
 Análisis del residuo: **0.302** oz Au/tc Extracción Au: **94.44%**

Observaciones:

- 1.- La ley de cabeza se comporta igual que la prueba anterior, se eleva porque el peso disminuye.
- 2.- Hay una pérdida de 0.86% en lo que respecta al oro, esto originado por la manipulación de las muestras, se corrige con un mejor manipuleo.
- 3.- El porcentaje de extracción de oro varía de 93.88% a 94.44%, esto porque en la prueba de extracción del ripio de cobre, la prueba es más estable, salvo las primeras horas, el resto es estable en consumo de cianuro.
- 4.- El consumo de cianuro baja en un 72%.
- 5.- El consumo de cal también baja en un 53.6%.
- 6.- La muestra inicial es bien ácida, tiene un pH inicial de 2.5, luego de la lixiviación de cobre y su lavado está en 5.0, pero al preparar la muestra y pulverizarlo, vuelve prácticamente al inicial y sale pH 3.5.
- 7.- La extracción de cobre es aceptable 79.99%.
- 8.- Si se quiere incrementar la disolución del cobre, se tendría que bajar la granulometría, que fue de 100% -1/4", pero siempre evitando la formación de finos.
- 9.- Si el mineral es de baja recuperación de oro y tiene cobre oxidado soluble en agua (chalcantita), primero se recupera el cobre y luego se concentraría.
- 10.- Los minerales de baja recuperación de oro con contenidos de cobre, se concentran en celdas de flotación y se obtiene un concentrado de cobre oro, y se comercializa y pagan por el oro y cobre.



Foto N° 13 Cobre recuperado de las pruebas piloto.

5.5 Conclusiones.

- 1.- Si es factible bajar el consumo de reactivos sin perjudicar la extracción de oro.
- 2.- Se esta recuperando el cobre.
- 3.- Se esta realizando pruebas piloto y se esta bajando el consumo de cianuro y se esta recuperando el cobre.

CONCLUSIONES

- 1.- Se puso operativo la Planta para procesar 180 tmsd.
- 2.- Se incremento la recuperación de oro en un 2.62% (de 90.85% a 93.47%).
- 3.- Se evita en lo posible que el oro grueso pase a los tanques de agitación.
- 4.- Se bajo el porcentaje de malla del over flow de 90% a 85% -m200.
- 5.- Se bajo el consumo de acero de 2 kg/ton a 1.3 kg /ton.
- 6.- Se mejoro el trabajo del espesador 30'x 10', ahora trabaja continuo.
- 7.- Se bajo el consumo de reactivos (cianuro de sodio de 8.5 kg/ton a 4.7 kg/ton).
- 8.- Se mejoro el procesamiento de minerales de oro con contenidos de cobre.
- 9.- Se recupera cobre.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- Sampling and weighing of bulk solids.
J.W. Merks.
- 2.- Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores.
Jhon V. N. Dorr. E. M.
- 3.- Ingeniería de las reacciones Químicas.
Octave Levenspiel.
- 4.- Lixiviación de metales.
Edwilde Yoplac Castromonte MSc. DCP Ing. Metalurgista.
- 5.- Mecanismo de la lixiviación.
Edwilde Yoplac Castromonte MSc. DCP Ing. Metalurgista.
- 6.- El manejo del cianuro en la extracción del oro.
M. J. Logsdon, K. Hagelstein, T. I. Mudder.
- 7.- Hidrometalurgia.
Virginia S. T. Ciminelli.
- 8.- Electrochemistry.
Dubby Izzat Bet.
- 9.- Hidrometalurgia y Electrometalurgia.
German Cáceres Arenas.
- 10.- Recovery and Refining of Precious Metals.
C. W. Ammen.
- 11.- Comportamiento Electroquímico del Cobre en Soluciones Cianuradas.
Oscar Fabián Higuera Cobos, José Luís Trisancho Reyes, Luís Florez G.

ANEXO

INCREMENTO DE LA RECUPERACION DE ORO POR FLOTACION

Objetivo.

Incrementar la recuperación de oro, flotando los relaves de cianuración.

Fundamento.

El trabajo es de incrementar la recuperación de oro con los equipos que se tiene actualmente en Planta. En Planta contamos con 4 celdas Denver Sub-A N° 21 y 2 celdas también Denver Sub-A N° 15.

Introducción.

La ley del relave de Planta esta saliendo alto y la recuperación de oro esta en un promedio de 91%, estamos procesando a razón de 120 TMSD, y se esta trabajando con 8 tanques de agitación, es un proceso CIL, se tiene 4 tanques 16'x 16' y 4 tanques 12' x 16', se concentro por flotación al relave general de Planta.

Procedimiento.

Se utilizo la concentración por flotación en laboratorio y Planta. Se hizo pruebas de flotación con el relave general de Planta tal y como esta saliendo, densidad de pulpa 1260 gr/lt, 90% -m200, pH 10 y 0.02% de cianuro, se evaluó los resultados obtenidos y con la ayuda de estos se hizo las pruebas de operación en Planta, siempre tratando de que el incremento de la recuperación sea lo máximo posible.

Se muestreo en la salida del ultimo tanque (relave de Planta) por 24 horas, se homogenizo, se cuarteo y se prepararon las muestras para las pruebas de laboratorio y análisis químico. Se realizo la toma de muestras, en dos campañas, la primera fue de una campaña de 70% óxidos y 30% sulfuros y la segunda fue de puro óxidos, se evaluó por separado para compararlos.

Pruebas de flotación del relave campaña mixto (70% óxidos y 30% sulfuros).

Se tomo la muestra por espacio de 24 horas del relave de cianuración de Planta. Las condiciones para las pruebas en laboratorio son las mismas.

Dosificación de reactivos:

Primera flotación:	D-250	50 gr/tn
	Z-11	10 gr/tn
Segunda flotación:	Z-11	70 gr/tn
	D-250	30 gr/tn

Tabla N° 23 Reactivos para las pruebas de flotación del relave.

Se realizaron varias pruebas, vamos a mostrar el resultado de uno de ellos:

Producto	Peso Gramos	% Peso	Ley Au oz/tc	Contenido Gramos Au	Distribución
Concentrado 1	15.73	1.25	0.800	0.431	20.88
Concentrado 2	28.31	2.25	0.440	0.427	20.68
Relave	1214.00	96.50	0.029	1.207	58.44
Cabeza calculada	1258.04	100.00	0.048	2.066	100.00
Cabeza analizada			0.047		

Cuadro N° 56 Balance de la prueba de flotación del relave mixto.

De los resultados se puede observar lo siguiente:

1.- En el concentrado 1 se puede apreciar que, una considerable cantidad de oro contenido en el relave general de Planta es flotable, esto se puede afirmar que es por

la presencia de carbón activado fino, originado por la abrasión del carbón en los tanques.

2.- En el concentrado 2, también es buena la cantidad de oro que flota, y también podríamos afirmar que ese oro es el que faltaría o es el que se podría cianurar y es el oro que se pierde actualmente en el relave general de Planta.

3.- La cantidad de oro en el concentrado 1 es prácticamente igual al concentrado 2.

4.- El relave general de Planta, que tiene una ley calculada de 0.048 oz Au/tc, se podría bajar a 0.029 oz Au/tc con la flotación.

Pruebas de flotación del relave campaña óxidos (100% óxidos).

Se procedió de idéntica manera que para los mixtos y a las mismas condiciones.

Producto	Peso Gramos	% Peso	Ley Au oz/tc	Contenido Gramos Au	Distribución
Concentrado 1	11.42	0.91	0.470	0.184	13.17
Concentrado 2	37.78	3.01	0.330	0.427	30.60
Relave	1205.80	96.08	0.019	0.785	56.23
Cabeza calculada	1255.00	100.00	0.032	1.397	100.00
Cabeza analizada			0.031		

Cuadro N° 57 Balance de la prueba de flotación del relave óxidos.

De los resultados se puede observar lo siguiente:

1.- Se puede ver que también hay oro flotable en el concentrado 1, esto también por la presencia de carbón fino.

2.- El contenido de oro en el concentrado 2, es el doble del concentrado 1.

3.- También se ve que se puede bajar el contenido de oro en el relave final de ley calculada 0.032 oz Au/tc a 0.019 oz Au/tc.

De los resultados obtenidos entre el mixto y óxido se puede observar lo siguiente:

1.- La ley del concentrado 1 de los mixtos, es mayor a la ley de los óxidos.

- 2.- La ley del concentrado 2 de los mixtos, también es mayor a la de los óxidos.
- 3.- Los finos recuperados en el concentrado 1 de los mixtos, es mayor a los finos recuperados de los óxidos.
- 4.- Los finos recuperados en el concentrado total de los mixtos (41.54%), es prácticamente similar a de los óxidos (43.77%).

En conclusión:

- 1.- La abrasión cuando se procesa sulfuros es mayor a la de los óxidos.
- 2.- Una parte del oro en los relaves, se encuentra presente en carbón activado fino.
- 3.- Otra parte del oro que se pierde en los relaves, puede ser por liberación de la partícula o por falta de tiempo de residencia.
- 4.- También existe oro cianurable que se esta botando al relave.
- 5.- Nos falta tiempo de residencia, para bajar las leyes del relave de Planta.
- 6.- El comportamiento de la flotación de los mixtos y óxidos son diferentes, el sulfuro se comporta mejor en la flotación.
- 7.- Es posible bajar las leyes del relave final.

Tipo	Relave cianuración	Relave Flotación
	Ley oz Au/tc	Ley oz Au/tc
Mixto	0.048	0.029
Oxido	0.032	0.019

Cuadro N° 58 Comparación de leyes antes y después de flotar el relave.

Flotación de los relaves en operación Planta.

Una vez analizado los resultados de las pruebas de flotación en el laboratorio, se paso a realizar pruebas en Planta. Se utilizo el banco de 4 celdas Denver Sub-A N° 21 y el banco de 2 celdas Denver Sub-A N° 15. Se trato de hacer el circuito para flotar dos concentrados como en las pruebas de laboratorio, pero operativamente se vio que no

era factible, y se opto por el circuito con la obtención de un solo concentrado y operativamente fue aceptable, el circuito es con 2 celdas Rougher y 2 celdas Scavenger, y para la limpieza se tiene a las 2 celdas N° 15, se opto por una limpieza porque, no buscamos buena calidad (ley de oro) en el concentrado, sino lo que buscamos es una mejor recuperación.

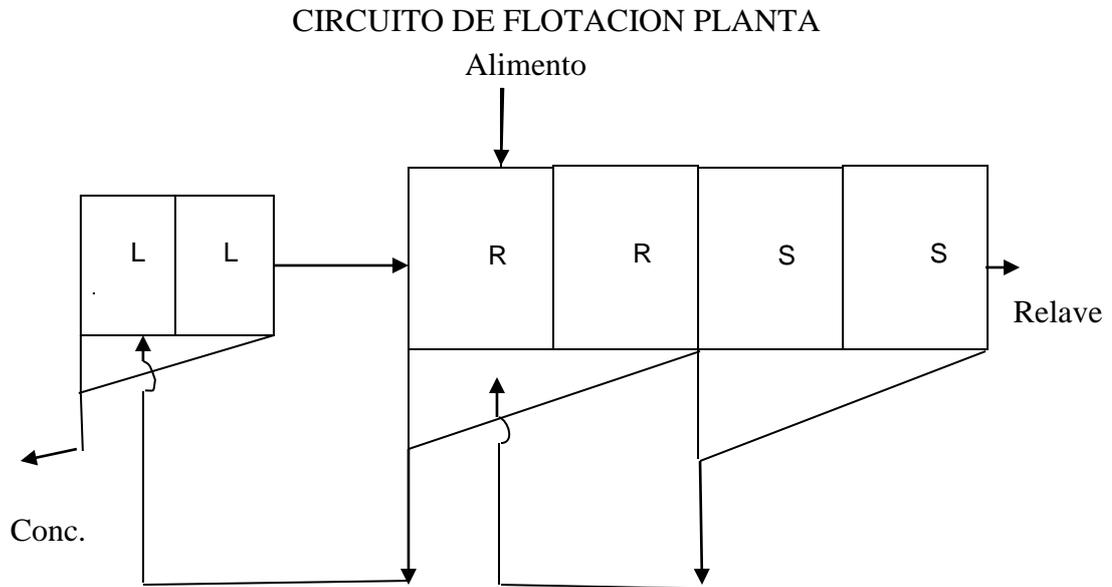


Figura N° 38 Flow sheet del circuito de flotación.

Se muestra los resultados de las pruebas en planta.

Flotación del relave de Planta primer día					
Producto	Peso Toneladas..	% Peso	Ley Au oz/tc	Gramos Au	Distribución
Concentrado	0.49	0.41	1.237	20.781	14.95
Relave	118.91	99.59	0.029	118.229	85.05
Cabeza calculada	119.40	100.00	0.034	139.011	100.00
Cabeza analizada			0.036		
Flotación del relave de Planta segundo día					
Concentrado	0.39	0.32	2.461	32.907	19.55
Relave	119.69	99.68	0.033	135.419	80.45
Cabeza calculada	120.08	100.00	0.041	168.326	100.00
Cabeza analizada			0.041		

Cuadro N° 59 Balance de los dos primeros días de flotación del relave.

De los cuadros se puede observar lo siguiente:

- 1.- Las leyes de los concentrados obtenidos en Planta es mayor que en el laboratorio, esto puede ser por la presencia de los sulfuros.
- 2.- La recuperación obtenida en el laboratorio, es mayor que la recuperación que se obtiene en Planta.
- 3.- Lo mínimo que se puede recuperar en Planta es 14.95% del oro que se va al relave.
- 4.- Cuando hay presencia de sulfuros, la ley del concentrado es mayor.

Se hizo una campaña y se evaluó el comportamiento y recuperación físico (real) obtenido luego de procesar 576.523 TMS, los resultados se ven en el cuadro.

N°	TMS Procesado	Ley Au Oz /tc	Gramos Au Cabeza	Cianuración		Flotación			
				Gramos Au Recuperado	% R.	TMS conc.	Ley Au oz/tc	Gramos Au Recuperado	% R.
1	576.5	0.690	13639	12455	91.32	2.150	1.650	121.6	0.89

Cuadro N° 60 Balance metalúrgico de una campaña con flotación.

Se va a seguir trabajando con las celdas de flotación, y con el concentrado obtenido se debe tener en cuenta que hay presencia de carbón activado fino cargado de oro en el concentrado, lo ideal es acumularlo y luego comercializarlo a las fundiciones.

Conclusiones.

- 1.- Existe oro cianurable que se esta perdiendo en el relave de Planta.
- 2.- Controlar o bajar la abrasión del carbón en los tanques.
- 3.- Se puede afirmar que la perdida es por falta de liberación de la partícula o por falta de tiempo de residencia.
- 4.- Se va a continuar flotando hasta incrementar nuestro tiempo de residencia.