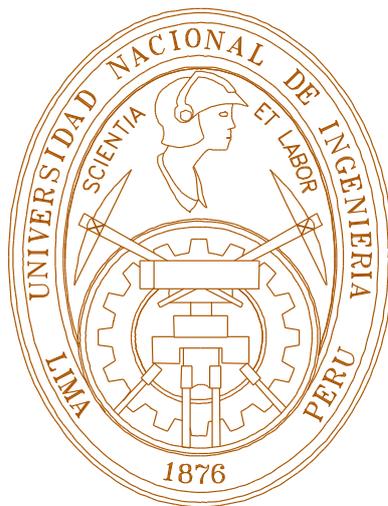


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA,
MINERA Y METALÚRGICA



**“PROYECTO PARA LA INSTALACIÓN DE UNA PLANTA DE
CIANURACION POR AGITACIÓN CON CARBON EN PULPA
EN CONTRACORRIENTE PARA LA CIA. MINERA EL
ROSARIO S.A.”**

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

Para Optar el Título Profesional de

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR:

María Gladys, Vargas Bravo

Promoción – 2000 - I

Lima – Perú

2007

DEDICATORIA

- A mis padres y hermanos, por que siempre cuento con ellos.
- A mi alma mater: La Universidad Nacional Ingeniería, en la cual fui formada para la vida.
- A todos los profesores quienes nos transmitieron conocimientos para aplicarlos.

I N D I C E

	PAG
Resumen	10
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	12
1.1 Exposición de Motivos.....	12
1.2 Objetivos del Proyecto.....	13
CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DE LA MINA EL ROSARIO S.A	14
2.1 Ubicación de la Mina.....	14
2.2 Accesibilidad.....	14
2.3 Geología y Mineralización.....	14
2.4 Evaluación de Reservas.....	16
CAPITULO III: PRUEBAS METALURGICAS	18
3.1 Caracterización del Mineral.....	18
3.1.1 Mineralogía.....	18
3.1.2 Composición Química.....	18
3.1.3 Gravedad Específica.....	19
3.1.4 Índice de Trabajo.....	19
3.2 Análisis Granulométricos del Mineral de Cabeza.....	19
3.3 Moliendabilidad.....	22
3.4 Pruebas Experimentales.....	24
3.4.1 Cianuración por Agitación Variando la Granulometría.....	24
3.4.2 Cianuración por Agitación a Diferentes Tiempos y Fuerzas de NaCN.....	30
3.4.3 Pruebas de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa..	41
CAPITULO IV: DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION POR AGITACIÓN CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE	47
4.1 Parámetros de Diseño.....	47
4.2 Selección de Equipos y Materiales.....	47
4.3 Descripción de Proceso.....	49
4.3.1 Sección Chancado.....	49

4.3.2	Sección Molienda.....	50
4.3.3	Sección de Agitación y Adsorción.....	50
4.3.4	Sección Relaves.....	51
4.3.4.1	Almacenamiento de Relaves.....	52
4.4	Balance Metalúrgico.....	52
4.5	Energía y Agua.....	54
4.5.1	Energía.....	54
4.5.2	Agua.....	55
4.6	Servicios Auxiliares.....	56
4.7	Aspectos De Medio Ambiente.....	57
4.7.1	Medidas de Mitigación en Planta.....	57
4.7.1.1	Control de Efluentes.....	58
4.7.1.2	Control de Producción de Polvos en la Sección chancado....	58
4.7.1.3	Control de Derrames Producidos en la Sección Molienda y Espesadores.....	59
4.7.1.4	Medidas a Tomarse para el Diseño de la Cancha de Relaves.....	59
4.7.1.5	Métodos para la Destrucción del Cianuro Remanente en los Residuos Líquidos y Sólidos Producidos Durante la Operación de la Planta.....	59
	CAPITULO V: EVALUACION ECONOMICA	63
5.1	Valor de la Producción.....	63
5.1.1	Valor de la Producción para el Proceso de Cianuración con Carbón en Pulpa en Contracorriente.....	63
5.2	Costos de Operación.....	65
5.2.1	Mina.....	65
5.2.2	Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en Contracorriente.....	67
5.2.2.1	Mantenimiento	70
5.2.3	Administración.....	71
5.2.4	Costo de Operación Total.....	72

5.3	Estimación del Costo de Inversión.....	72
5.3.1	Mina.....	72
5.3.2	Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en Contracorriente.....	73
5.3.3	Servicios Auxiliares.....	74
5.4	Determinación de los Índices Económicos: VAN, TIR.....	75
5.5	Rentabilidad del Proceso de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en Contracorriente.....	79
5.6	Cronograma del Proyecto.....	79
	OBSERVACIONES.....	81
	BIBLIOGRAFÍA.....	85
	ANEXO 1: ASPECTOS TEÓRICOS	87
1.1	Principios Físicos – Químicos de la Cianuración.....	87
1.1.1	Termodinámica de la Cianuración.....	87
1.1.2	Mecanismos Electroquímico.....	88
1.1.3	Cinética de la Reacción.....	92
1.1.4	Efectos Aceleradores y Retardadores.....	96
1.2	Métodos de Cianuración.....	101
1.2.1	Cianuración Dinámica o por Agitación.....	101
1.2.1.1	Cianuración por Agitación Convencional.....	102
1.2.1.2	Métodos Empleando el Carbón Activado en Pulpa.....	104
1.2.1.2.1	Carbón en Pulpa (CIP).....	104
1.2.1.2.2	Carbón en Lixiviación (CIL).....	105
1.2.2	Cianuración Estática o por Percolación.....	105
1.2.2.1	Cianuración en Pilas (Heap Leaching).....	105
1.2.2.2	Cianuración en Tinas (Vat Leaching).....	115
1.2.2.3	Cianuración en Situ.....	115
1.2.3	Recuperación del Oro de las Soluciones Lixiviantes.....	115
1.2.3.1	Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe).....	116
1.2.3.2	Columnas de Carbón Activado (CIC).....	117
1.3	Métodos de Desorción del Carbón Activado Cargado.....	118

1.4	Electrodeposición.....	120
1.5	Fundición y Refinación.....	122
1.6	Flotación de Minerales de Oro.....	122
	ANEXO 2: CALCULOS DE LA SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MATERIALES DE LA PLANTA CIP	133
2.1	Parrilla Estacionaria.....	133
2.2	Tolva de Gruesos.....	133
2.3	Faja Transportadora N°1.....	134
2.4	Parrilla Fija.....	134
2.5	Chancadora de Quijada (Trituradora Primaria).....	134
2.6	Faja Transportadora N°2.....	135
2.7	Faja Transportadora N°3.....	135
2.8	Zaranda Vibratoria.....	135
2.9	Chancadora Secundaria.....	138
2.10	Tolva de Finos.....	138
2.11	Faja Transportadora N° 4.....	138
2.12	Molino de Bolas.....	139
2.13	Ciclón.....	141
2.14	Calculo de los Tanques de Agitación y de Adsorción.....	141
2.15	Calculo de la Cantidad y Volumen de Carbón Activado Necesario.....	144
2.16	Flujo de Carbón en Pulpa	145
2.17	Compresora.....	145
	ANEXO3: PLANOS	146
N°01	DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA CIP.....	147
N°02	FLUJO BALANCEADO DE LA PLANTA CIP.....	147

INDICE DE GRAFICOS, CUADROS, FIGURAS Y PLANOS

	PAG
CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DE LA MINA EL ROSARIO S.A. 14	
GRAFICO N°II-01 Plano de Ubicación de la CIA MINERA EL ROSARIO S.A.....	15
CUADRO N°II-01 Mineral Accesible y Eventualmente Accesible Probable.....	17
CAPITULO III: PRUEBAS METALURGICAS 18	
CUADRO N°III-01 Composición Química de Muestra Representativa.....	18
CUADRO N°III-02 Análisis Granulométrico del Mineral de Cabeza.....	20
GRAFICO N°III-01 Curva de Análisis Granulométrico del Mineral de Cabeza Según Schumann.....	21
CUADRO N°III-03 Resultado de las Pruebas de Molienda.....	22
GRAFICO N°III-02 Curva de Moliendabilidad CIA MINERA EL ROSARIO S.A.....	23
CUADRO N°III-04 Balance Metalúrgico Prueba AG-01 a 50%-200M.....	25
CUADRO N°III-05 Balance Metalúrgico Prueba AG-02 a 60%-200M.....	26
CUADRO N°III-06 Balance Metalúrgico Prueba AG-03 a 70%-200M.....	27
CUADRO N°III-07 Balance Metalúrgico Prueba AG-04 a 80%-200M.....	28
GRAFICO N°III-03 Variación de la Granulometría Versus Porcentaje de Extracción Au.....	29
CUADRO N°III-08 Resumen de las Pruebas de Agitación a Diferentes Granulometrías.....	30
CUADRO N°III-09 Balance Metalúrgico Prueba AG-05 a 0.10% NaCN y 04h.....	31
CUADRO N°III-10 Balance Metalúrgico Prueba AG-06 a 0.10% NaCN y 12h.....	32
CUADRO N°III-11 Balance Metalúrgico Prueba AG-07 a 0.10% NaCN y 24h.....	33
CUADRO N°III-12 Balance Metalúrgico Prueba AG-08 a 0.10% NaCN y 48h.....	34
CUADRO N°III-13 Balance Metalúrgico Prueba AG-09 a 0.15% NaCN y 04h.....	35
CUADRO N°III-14 Balance Metalúrgico Prueba AG-10 a 0.15% NaCN y 12h.....	36
CUADRO N°III-15 Balance Metalúrgico Prueba AG-11 a 0.15% NaCN y 24h.....	37
CUADRO N°III-16 Balance Metalúrgico Prueba AG-12 a 0.15% NaCN y 48h.....	38
CUADRO N°III-17 Resumen de las Pruebas de Agitación a Diferentes Fuerzas de NaCN y Tiempos.....	39

GRAFICO N°III-04	Cinética de Cianuración por Agitación con una Fuerza de NaCN 0.10 %.....	40
GRAFICO N°III-05	Cinética de Cianuración por Agitación con una Fuerza de NaCN 0.15%.....	40
GRAFICO N°III-06	Cinética de Cianuración a Diferentes Fuerzas de NaCN.....	41
CUADRO N°III-18	Balance Metalúrgico Prueba AG-13 con 10 gr-lt.....	42
CUADRO N°III-19	Balance Metalúrgico Prueba AG-14 con 20 gr-lt.....	43
CUADRO N°III-20	Balance Metalúrgico Prueba AG-15 con 30 gr-lt.....	44
CUADRO N°III-21	Balance Metalúrgico Prueba AG-16 con 40 gr-lt.....	45
CUADRO N°III-22	Resumen de las Pruebas de Agitación con Carbón en Pulpa...	46
GRAFICO N°III-07	Variación de la Concentración de Carbón Activado vs. % de Extracción de Au.....	46
CAPITULO IV: DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION POR AGITACIÓN CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE		47
CUADRO N°IV-01	Parámetros de Diseño.....	47
CUADRO N°IV-02	Relación de Equipos y Materiales Necesarios.....	48
CUADRO N°IV-03	Balance Metalúrgico Diario Proyectado.....	53
CUADRO N°IV-04	Balance Metalúrgico Mensual Proyectado.....	53
CUADRO N°IV-05	Energía Requerida en la Planta de Tratamiento.....	54
CUADRO N°IV-06	Consumo General de Agua.....	55
CAPITULO V: EVALUACIÓN ECONOMICA		63
CUADRO N°V-01	Contenido y Valor Total Recuperable de la Producción.....	64
CUADRO N°V-02	Costo de Mano de Obra en Mina.....	65
CUADRO N°V-03	Costo del Total de Suministros.....	66
CUADRO N°V-04	Resumen de Costo en Mina.....	67
CUADRO N°V-05	Costo de Mano de Obra en Planta.....	67
CUADRO N°V-06	Costo de Reactivos Químicos.....	68
CUADRO N°V-07	Costo de Consumo de Acero.....	68
CUADRO N°V-08	Resumen de Costos en Planta.....	70
CUADRO N°V-09	Costo del Personal de Mantenimiento.....	70
CUADRO N°V-10	Costo del Personal Administrativo.....	71
CUADRO N°V-11	Resumen de Costos en Administración.....	71
CUADRO N°V-12	Resumen de Costo de Operación Total.....	72
CUADRO N°V-13	Estimación del Costo de Inversión.....	72

CUADRO N°V-14	Costo de la Planta de Tratamiento.....	73
CUADRO N°V-15	Costo de Servicios Auxiliares.....	74
CUADRO N°V-16	Resumen de Costo de Inversión.....	74
CUADRO N°V-17	Indices Económicos: VAN Y TIR.....	76
GRAFICO N°V-01	Curva del VAN vs. i	77
GRAFICO N°V-02	Cronograma del Proyecto “El Rosario”.....	80
	ANEXO 1: ASPECTOS TEORICOS	87
FIGURA N°1.1	Diagrama de Estabilidad Potencial-pH para el Sistema Au-H ₂ O-CN ⁻ a 25°C.....	89
FIGURA N°1.2	Ilustración de la Naturaleza Electroquímica de la Disolución de Partículas de Oro en KCN en Presencia de Oxígeno.....	90
FIGURA N°1.3	Representación Esquemática de la Disolución de Oro en Soluciones Cianuradas, por Corrosión Electroquímica.....	91
FIGURA N°1.4	Valores Máximos de Saturación en Oxígeno de las Soluciones a Diferentes Altitudes y Temperaturas.....	95
CUADRO N°1.1	Efecto de la Cal Sobre la Perdida de Cianuro.....	99
CUADRO N°1.2	Solubilidad de Minerales de Distintos Metales en Soluciones Cianuradas.....	100
	ANEXO 2: CALCULOS DE LA SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MATERIALES DE LA PLANTA CIP	133
CUADRO N°2.1	Análisis Granulométrico del Componcito Alimentado al Tamiz	136
	ANEXO 3: PLANOS	146
PLANO N°01	Diagrama de Flujo de la Planta CIP.....	147
PLANO N°02	Diagrama de Flujo Balanceado.....	148

RESUMEN

El presente informe de competencia profesional desarrolla la factibilidad técnica y económica de la explotación del yacimiento aurífero “El Rosario”, a una capacidad inicial de 1,500 TM/mes, este estudio cuenta con reservas aceptables del mineral cuyas leyes fluctúan de 20–50 gr Au/TM logrando recuperaciones superiores al 90%, cuenta también con condiciones favorables para su instalación como el fácil abastecimiento de agua, accesibilidad de las vetas a la planta, fácil almacenamiento del relave en áreas eriazas, condiciones topográficas y físicas que facultan su construcción y el acceso directo a la planta por carretera.

Realizamos pruebas metalúrgicas para obtener parámetros de diseño, estas se realizan caracterizando el mineral según su mineralogía, composición química, gravedad específica y demás, también determinamos el tiempo óptimo de molienda trabajando con 0', 5', 10', 15' y 20' para obtener sus respectivos pesos de %-200M y con ellos determinar la relación $\% -200 = 31.215 t^{0.3250}$ que rige su curva de moliendabilidad.

Luego realizamos dieciséis pruebas de agitación, donde en las cuatro primeras variamos su granulometría de 50, 60,70 y 80 % -200 mallas que reemplazadas en la relación anterior obtenida hallamos sus respectivos tiempos 4'16", 7'28", 12'00" y 18'06" bajo estas condiciones, manteniendo constante la fuerza de 0.10% NaCN y el tiempo de agitación de 24h. Observamos que la prueba (AG-4) a 80%-200M obtiene un mayor porcentaje de extracción de 92.86% por lo que trabajamos a este tamaño de partícula.

Continuamos trabajando a esta granulometría las ocho siguientes pruebas de agitación separándolas en dos grupos el primero a una

concentración de 0.10% NaCN y el segundo a una concentración de 0.15% NaCN y cada grupo con tiempos de 4h, 12h, 24h y 48h respectivamente después de realizar las ocho pruebas de agitación decidimos que es mejor trabajar con una fuerza de 0.10% NaCN por que aparte de ser mas seguro el aumento en el porcentaje de extracción es mínimo tal como vemos en el grafico de curvas a diferentes concentraciones GRAFICO N° III-6, se escoge el tiempo de 24h por que consume menos energía y menos NaCN.

Proseguimos el trabajo con las cuatro ultimas pruebas experimentales para determinar la cantidad optima de carbón, realizando pruebas a las concentraciones de 10, 20, 30 y 40 gr/lit para determinar sus respectivos porcentajes de extracción tal como se muestra en el cuadro N° III-22, observando que con 20 grs./ lit. se obtiene una extracción de 95.26% de oro por lo que escogemos trabajar con la prueba (AG-14).

También determinamos los índices económicos VAN y TIR viéndose la factibilidad del proyecto ya que el VAN toma un valor positivo y el TIR es mayor que el porcentaje de interés.

Los resultados satisfactorios de las pruebas metalúrgicas realizadas así como las reservas minerales permiten justificar desde el punto de vista económico y metalúrgico la instalación de una planta de cianuración por agitación con carbón en pulpa en contracorriente.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 EXPOSICIÓN DE MOTIVOS

A solicitud de la gerencia de minera “El Rosario S.A”, se realizó el siguiente estudio metalúrgico, con la finalidad de diseñar una planta de cianuración por agitación con carbón en pulpa (CIP), con una capacidad de tratamiento de 50 TM/día.

El presente estudio está apoyado con reservas aceptables de mineral de oro, cuyas leyes se mantienen de 20 – 50 gr Au/TM.

Entre los métodos existentes para la recuperación del oro fino, el Método de cianuración es el más adecuado, por pruebas realizadas anteriormente a este estudio. Y entre los métodos de Cianuración por Agitación, el de Carbón en Pulpa, supera en forma considerable a los métodos donde se emplea espesadores para realizar el lavado de la pulpa en contracorriente.

Este estudio nos demostrara que las eficiencias de recuperación del oro fino son altas encontrándose en un rango de 80-90%

1.2 OBJETIVO DEL PROYECTO

El objetivo del presente trabajo es proponer la factibilidad técnica y económica de la explotación del yacimiento aurífero “El Rosario” a una capacidad inicial de 1500 TM / mes.

Se propone aprovechar la docilidad del mineral aurífero de la mina en estudio al tratamiento de cianuración pudiendo obtener recuperaciones de oro superiores al 90%.

Los resultados satisfactorios de las pruebas metalúrgicas realizadas así como las reservas minerales permiten justificar desde el punto de vista económico - metalúrgico la instalación de una planta de cianuración por agitación con carbón en pulpa en contracorriente.

Se debe aprovechar las condiciones favorables con que cuenta la Cía. Minera EL ROSARIO S.A. para la instalación de su planta de cianuración; como son:

- Facilidad de abastecimiento de agua.
- Acceso a la planta desde las vetas a trabajar.
- Facilidades de almacenamiento de relaves en las áreas eriazas.
- Condiciones topográficas y físicas que facultan su construcción.
- Acceso directo a la planta por carretera.

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA COMPAÑÍA MINERA EL ROSARIO S.A.

2.1 Ubicación de la Mina

La Mina “El Rosario” se encuentra ubicada en el Departamento de Ayacucho, provincia de Lucanas como se muestra en el plano de ubicación (GRAFICO N° II-1).

2.2 Accesibilidad

El acceso se realiza desde Lima, según el siguiente itinerario:
Lima - Nazca – Puquio - Lucanas.
Cuenta con una carretera accesible hasta las mismas estructuras mineralizadas.

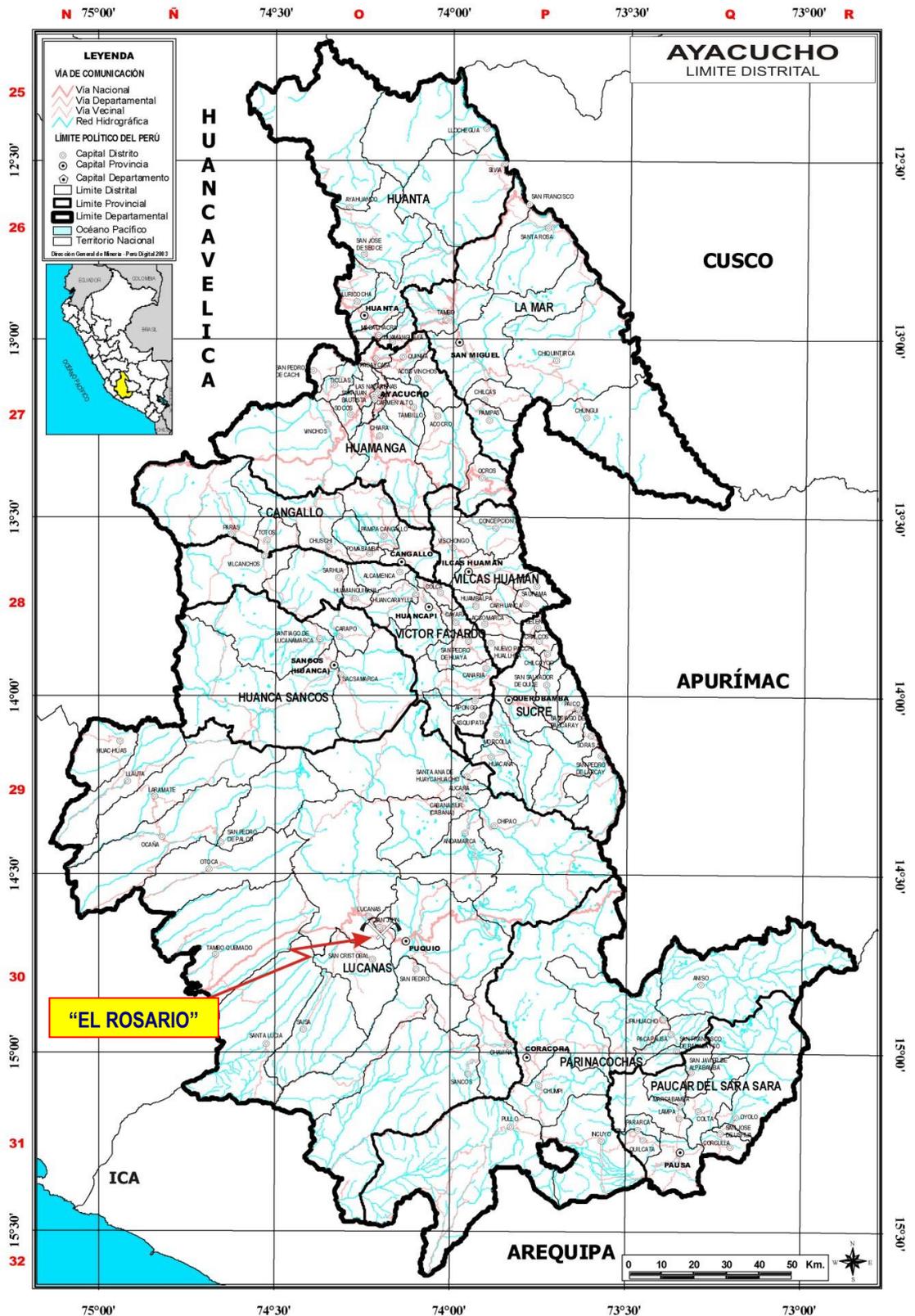
2.3 Geología y Mineralización

Su mineralogía es simple, está constituida por cuarzo hialino, cuarzo lechoso, calcita, limonita como oxidación de la pirita, muy poca presencia de malaquita como oxidación del sulfuro de cobre (chalcopirita) y mineralización de oro más ligado a los óxidos.

La oxidación puede alcanzar una profundidad de 100 m. verticales encontrando oro libre en los óxidos, por ello desde el punto de vista metalúrgico existen mayores posibilidades de recuperación.

GRAFICO N° II-1

PLANO DE UBICACIÓN DE LA CIA. MINERA "EL ROSARIO S.A."



En algunos tramos de la veta se observa diques andesíticos, como inyección de roca ígnea antes de la mineralización del oro.

Posterior a la metalización se produjo colonización y ceritización de la roca encajonante y se presenta más visible en los clavos mineralizados.

La textura es de relleno a manera de franjas paralelas discontinuas en cuanto a su potencia, lo cual es usual en este tipo de vetas auríferas.

El orden de cristalización está representado por el cuarzo, piritita a veces chalcopiritita ligado a ellos el oro y la calcita, los óxidos hidratados son posteriores.

2.4 Evaluación de Reservas

Para la evaluación de reservas se realizó el estudio geológico de diferentes estructuras mineralizadas.

El muestreo se llevó a cabo en las canchas de exploración de los diferentes cateos realizados a lo largo de las vetas.

El ancho de veta no se ha diluido por lo que se va a realizar el minado selectivo (método de circado), este método se utiliza cuando las vetas son muy delgadas y de alta ley. Bajo este método se perfora manualmente, se vuela y se extrae la roca que circunda la veta. Luego se pica y se extrae cuidadosamente el filón. Iniciando con la explotación de la parte pobre y luego con la estructura mineralizada.

Se determina un peso específico de 2.60 gr/cc por la ausencia de sulfuros.

Las primeras exploraciones que se realicen serán orientadas hacia la explotación de las estructuras que ofrecen actualmente mayores y mejores posibilidades, principalmente aquellas que por su accesibilidad, mayores exploraciones y mejores leyes permitirán mediante desarrollos una explotación rápida que asegure un abastecimiento de una planta de beneficio de 50 TM/día.

La clasificación de las reservas ha sido consideradas por su accesibilidad.

Mineral accesible: Es el mineral que se halla sobre la galería principal.

Mineral eventualmente accesible: Es el mineral que se halla debajo de la galería principal.

Las reservas minerales calculadas, se muestra en la Tabla N° II-1.

CUADRO N° II-1

MINERAL ACCESIBLE Y EVENTUALMENTE ACCESIBLE PROBABLE

VETA	TM	Ley gr Au/TM
Mineral accesible probable	36,000	20.00
Mineral eventualmente accesible probable	80,000	18.00
	116,000	18.62

CAPITULO III

PRUEBAS METALURGICAS

3.1 Caracterización del Mineral

3.1.1 Mineralogía

El mineral en estudio es completamente oxidado, predominando las limonitas (óxidos de fierro), presencia de silicatos (cuarzo), poca presencia de malaquita, crisocola y el oro se encuentra en forma libre ligados a los óxidos.

3.1.2 Composición Química

El análisis químico de una muestra representativa del yacimiento se muestra en el Cuadro N° III –1.

CUADRO N° III-1

COMPOSICIÓN QUÍMICA DE MUESTRA REPRESENTATIVA

Au (gr/TM)	Ag (Oz/TM)	Cu (%)
18.74	1.50	0.01

Cabe mencionar que el yacimiento presenta zonas con mayores leyes que las analizadas, cuyos rangos fluctúan entre 20 – 50 gr Au/TM.

3.1.3 Gravedad Específica

La gravedad específica se determinó utilizando el método del PICNOMETRO.

Gravedad Específica = 2.60 gr. / cc

3.1.4 Índice de Trabajo

El Índice de trabajo (Work Index) fue determinado por el método de Bond.

Work Index = 12.68 Kw-h / T

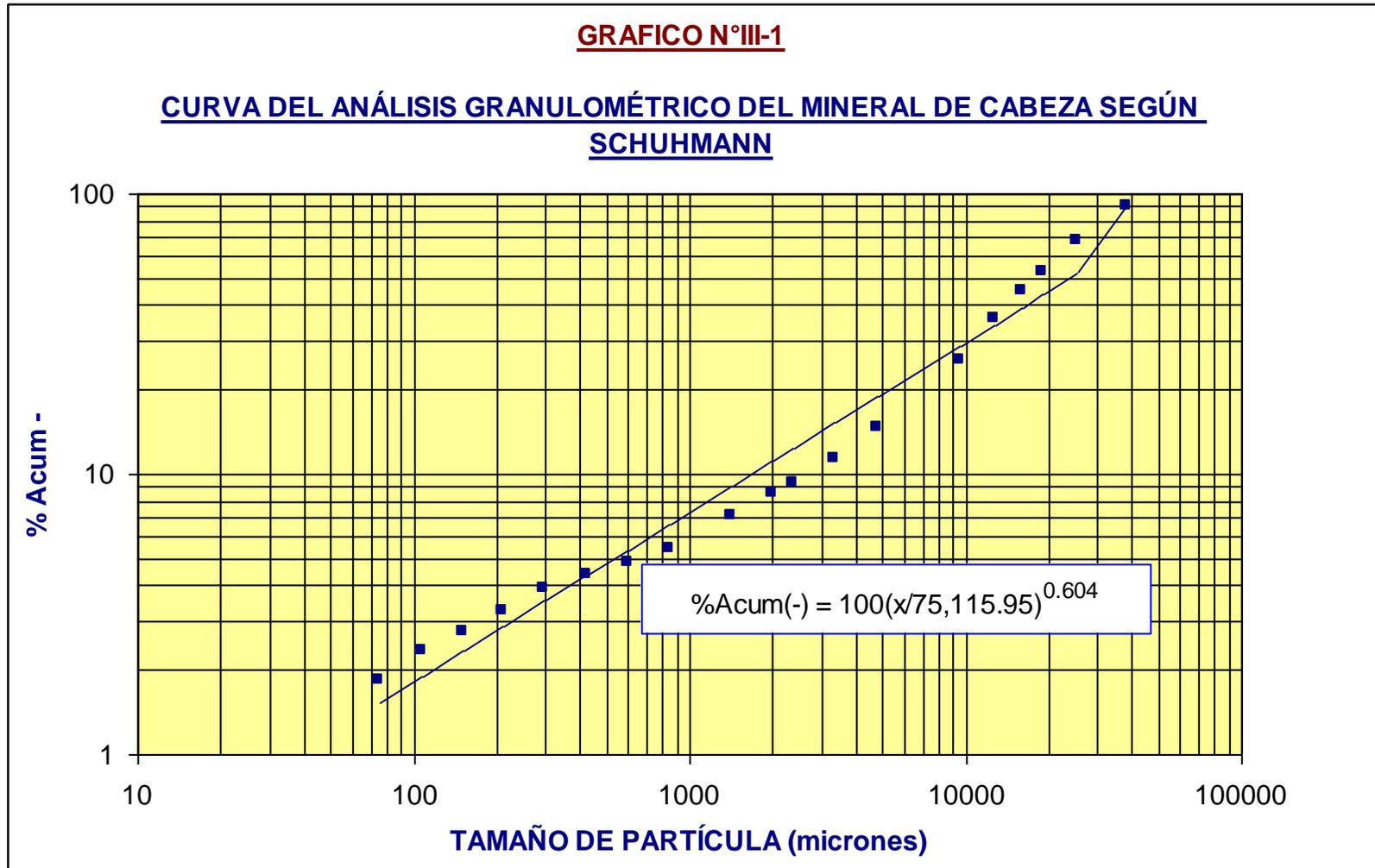
3.2 Análisis Granulométrico del Mineral de Cabeza

El Cuadro N° III – 2 nos muestra el análisis granulométrico típico del mineral de cabeza proveniente de mina.

El gráfico N° III - 1, muestra la curva de Gates Gaudin Schuhmann (G-G-S) para la distribución granulométrica (distribución de tamaños) del mineral cabeza.

CUADRO Nº III - 2
ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL MINERAL DE CABEZA

mallá	Abertura (micrones)	Peso (gr)	% peso	Acum. (+)	Acum. (-)
11/2"	38100	971.30	9.71	9.7	90.3
1"	25400	2249.00	22.49	32.2	67.8
3/4"	19050	1487.85	14.88	47.1	52.9
5/8"	15875	784.60	7.85	54.9	45.1
1/2"	12700	914.55	9.15	64.1	35.9
3/8"	9510	1025.70	10.26	74.3	25.7
4	4760	1101.95	11.02	85.3	14.7
6	3360	333.90	3.34	88.7	11.3
8	2380	196.50	1.97	90.7	9.3
10	2000	77.10	0.77	91.4	8.6
14	1410	150.50	1.51	92.9	7.1
20	841	161.20	1.61	94.5	5.5
30	595	60.60	0.61	95.1	4.9
40	420	46.70	0.47	95.6	4.4
50	297	49.80	0.50	96.1	3.9
70	210	61.60	0.62	96.7	3.3
100	150	52.30	0.52	97.3	2.7
150	106	39.20	0.39	97.6	2.4
200	74	50.10	0.50	98.1	1.9
-200		185.55	1.86	100.0	0.0
TOTAL		10,000.00	100.00		



3.3 Moliendabilidad

Para obtener el tiempo óptimo de molienda en las pruebas de agitación se efectuaron pruebas de molienda a diferentes tiempos usando como referencia la malla 200 (74 micrones).

Estas pruebas se realizaron para determinar el tiempo que debe molerse el mineral hasta obtener la mejor liberación de su parte valiosa, los tiempos seleccionados en esta molienda fueron de : 0', 5', 10', 15' y 20' y los resultados de sus respectivos passing en malla 200 se muestran en el cuadro N° III-3.

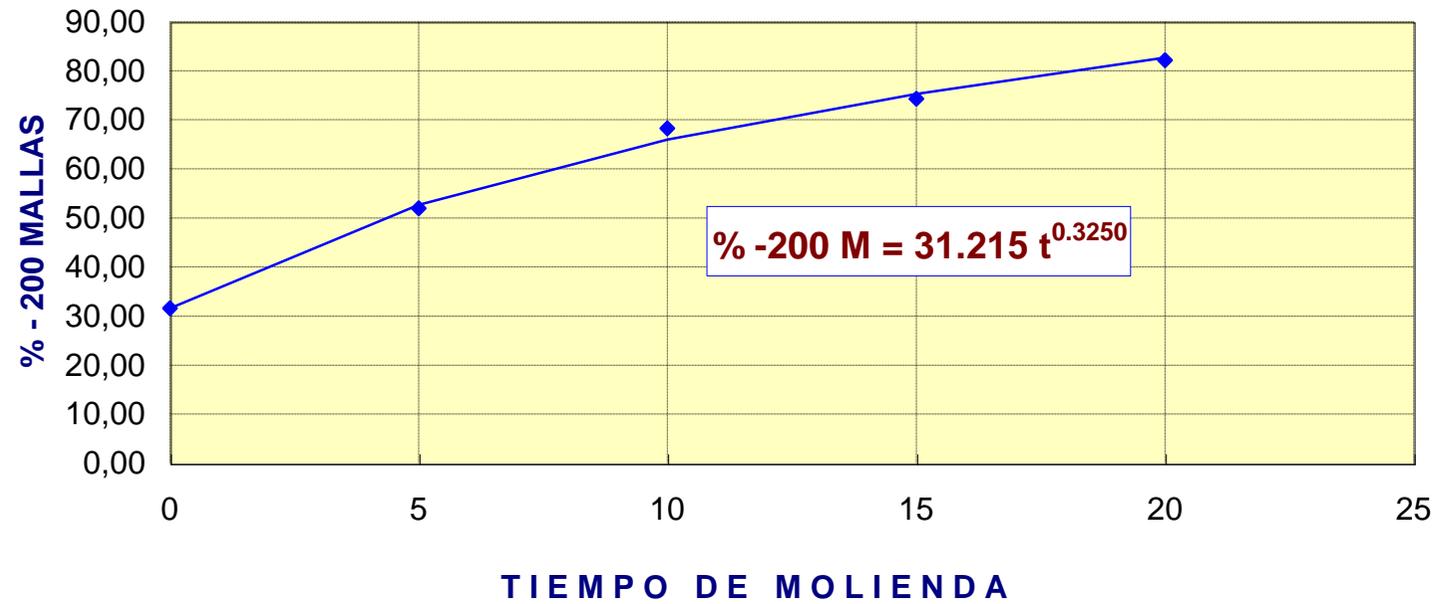
El gráfico N° III -2 nos muestra la curva de moliendabilidad obtenida de los resultados de las pruebas de molienda y está dada por la siguiente relación $\% - 200 M = 31.215 t^{0.3250}$.

CUADRO N° III- 3

RESULTADO DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA

TIEMPO (minutos)	% - 200 mallas
0	31.60
5	51.92
10	68.28
15	74.27
20	82.12

GRAFICO N° III - 2
CURVA DE MOLIENDABILIDAD
CIA. MINERA EL ROSARIO S.A.



3.4 Pruebas Experimentales

Se llevaron a cabo dieciséis pruebas metalúrgicas de agitación realizadas considerando variaciones de parámetros como: pH, tamaño de grano, concentración de cianuro y adsorción de oro con carbón en pulpa, para el proceso de cianuración por agitación – adsorción.

Las pruebas se desarrollaron empleando botellas de vidrio transparentes de 5 lts. de capacidad agitadas sobre rodillos y sin tapa para que ingrese el oxígeno, trabajándose con una relación de líquido a sólido de 2:1 (2 lt. de agua por 1 kg. mineral). Las determinaciones de cianuro libre se realizaron empleando una solución de nitrato de plata (AgNO_3) q.p. en la concentración de 4.33 gr/lt. usando como indicador la solución de yoduro de potasio al 10% q.p., para éste análisis se empleó una bureta de 50 ml. de color caramelo para que la solución de nitrato de plata no se descomponga con la luz.

3.4.1 Cianuración por Agitación Variando la Granulometría

Se realizaron cuatro pruebas experimentales de agitación a diferentes granulometrías de 50, 60, 70 y 80% - 200M con sus correspondientes tiempos según la siguiente relación:

$$\% - 200 M = 31.215 t^{0.3250}$$

Los resultados de las pruebas experimentales realizadas se muestran en el cuadro N° III - 8, observando que se obtiene mayor porcentaje de extracción cuando el % - 200M toma el valor de 80.

Mostrándonos en el gráfico N° III - 3 el efecto de la variación del grado de molienda sobre el porcentaje de extracción de oro

PRUEBA AG - N° 1**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	50 % - 200 mallas
Tiempo	:	4 ' 16 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	1.8 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 4**BALANCE METALURGICO**
Prueba AG – 01 50%200M

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	7.330	14.660	78.26
Relave	0.998	4.080	4.072	21.74
Cabeza Calculada	1.000	18.732	18.732	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg / lt = 1 gr / TM

PRUEBA AG - N° 2**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	60 % - 200 mallas
Tiempo	:	7 ' 28 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	1.85 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 5**BALANCE METALURGICO*****Prueba AG – 02 60%-200M***

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	7.725	15.450	82.47
Relave	0.998	3.290	3.283	17.53
Cabeza Calculada	1.000	18.733	18.733	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg / lt = 1 gr / TM

PRUEBA AG - N° 3**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	70 % - 200 mallas
Tiempo	:	12 ' 00 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	1.95 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 6
BALANCE METALURGICO
Prueba AG -03 70%-200M

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	8.550	17.100	91.26
Relave	0.998	1.640	1.637	8.74
Cabeza Calculada	1.000	18.737	18.737	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 4**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 g
L/S	:	1/2
Granulometría	:	80% -200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

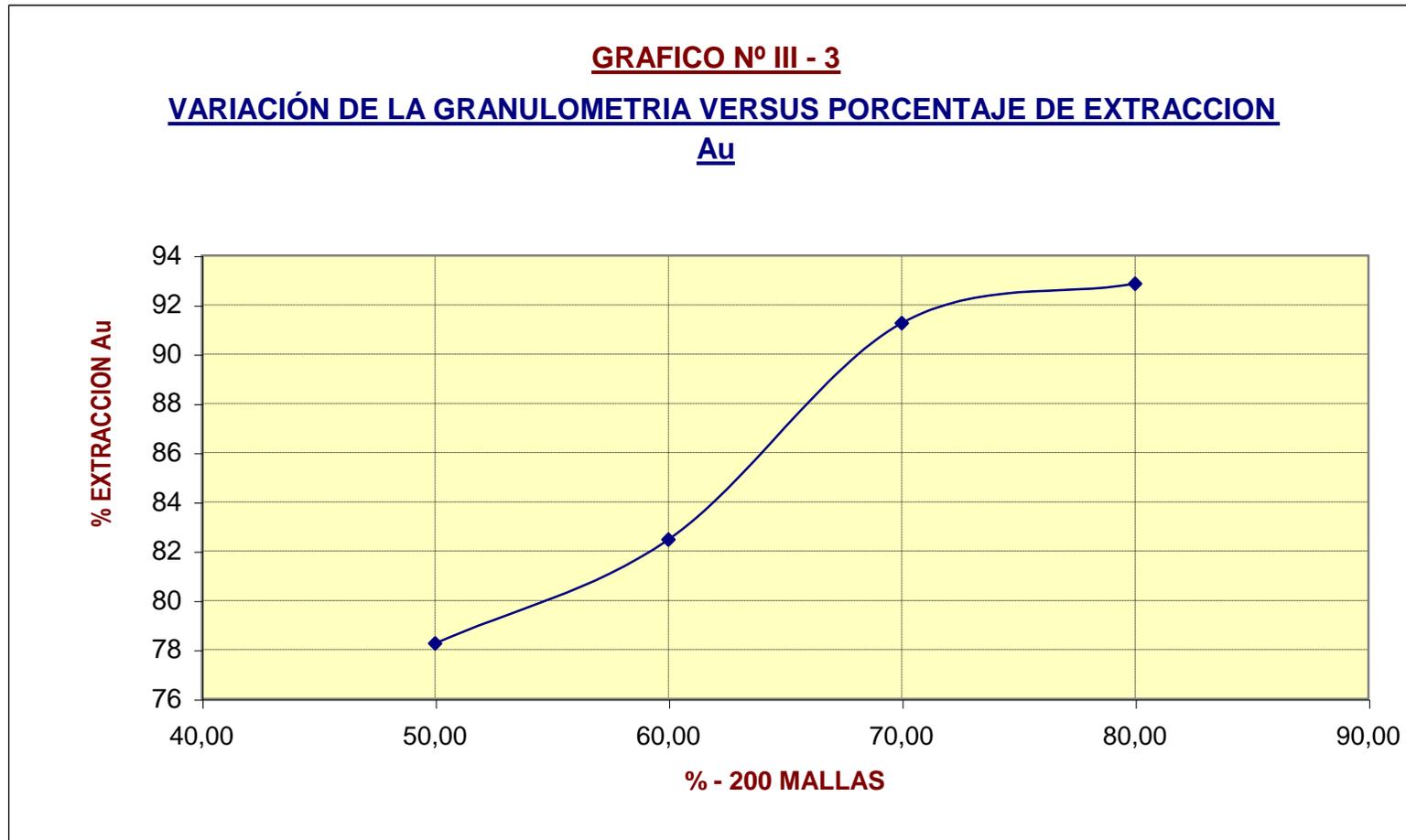
Fuerza de NaCN	:	0.1% (1 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	2.00 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 7
BALANCE METALURGICO
Prueba AG -04 ***80%-200M***

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	8.700	17.400	92.86
Relave	0.998	1.340	1.337	7.14
Cabeza Calculada	1.000	18.737	18.737	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg / lt = 1 gr / TM



Se obtiene una mayor recuperación a 80% - 200 mallas

CUADRO N° III - 8**RESUMEN DE LAS PRUEBAS DE AGITACIÓN A DIFERENTES GRANULOMETRÍAS.**

PRUEBA	% - 200 M	CONSUMO NaCN (KG/TM)	EXTRACCION Au (%)
AG-1	50.00	1.80	78.26
AG-2	60.00	1.85	82.47
AG-3	70.00	1.95	91.26
AG-4	80.00	2.00	92.86

Escogiendo trabajar con una granulometría de 80% -200 mallas

3.4.2 Cianuración por Agitación a Diferentes Tiempos y Fuerzas de NaCN

Se continuó con las ocho siguientes pruebas experimentales de agitación en dos grupos a diferentes fuerzas de cianuro de sodio (0.10%, 0.15%) y cada grupo con sus respectivos tiempos de agitación (4, 12, 24 y 48 horas).

Los resultados de las pruebas experimentales realizadas se muestran en el cuadro N° III – 17.

El gráfico N° III - 4 muestra la curva cinética con una fuerza de NaCN 0.10% y el gráfico N° III – 5 con una fuerza de NaCN 0.15%. El gráfico N° III – 6 compara las curvas cinéticas obtenidas para las fuerzas 0.1% y 0.15% de NaCN.

PRUEBA AG - N° 5**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.10% (1gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	4 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	1.20 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 9
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 05 0.10 % NaCN y 4h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	6.110	12.220	65.28
Relave	0.997	6.520	6.500	34.72
Cabeza Calculada	1.000	18.720	18.720	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 6**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.10% (1 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	12 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	1.50 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 10
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 06

0.10 % NaCN y 12h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	7.825	15.650	83.54
Relave	0.998	3.090	3.084	16.46
Cabeza Calculada	1.000	18.734	18.734	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 7**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1/2
Granulometría	:	80% -200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.10% (1gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	2.20 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 11
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 07 0.10 % NaCN y 24h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	8.655	17.310	92.38
Relave	0.998	1.430	1.427	7.62
Cabeza Calculada	1.000	18.737	18.737	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 8**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN : **0.10% (1gr / lt)**

pH trabajo : 11

Tiempo de Agitación : **48 h**

L/S : 2/1

NaCN consumido : 2.50 Kg/TM

Cal consumida : 3.50 Kg/TM

CUADRO N° - III -12**BALANCE METALURGICO**

Prueba AG -08 0.10 % NaCN y 48h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	8.935	17.870	95.36
Relave	0.999	0.870	0.869	4.64
Cabeza Calculada	1.000	18.739	18.739	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N°9**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 g
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.15 % (1.5 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	4 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	1.40 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 13
BALANCE METALURGICO

Prueba AG –09

0.15 % NaCN y 4h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	7.340	14.680	78.37
Relave	0.998	4.060	4.052	21.63
Cabeza Calculada	1.000	18.732	18.732	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 10**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.15 % (1.5 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	12 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	2.00 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 14
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 10 0.15 % NaCN y 12h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	8.280	16.560	88.40
Relave	0.997	2.180	2.173	11.60
Cabeza Calculada	1.000	18.733	18.733	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 11**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1/2
Granulometría	:	80 % -200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.15 % (1.5 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
NaCN consumido	:	2.60 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 15
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 11 0.15 % NaCN y 24h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	8.890	17.780	94.69
Relave	0.998	1.000	0.998	5.31
Cabeza Calculada	1.000	18.778	18.778	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 12**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.15 % (1.5 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	48 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	2.80 Kg / TM
Cal consumida	:	3.50 Kg / TM

CUADRO N° III - 16
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 12 0.15 % NaCN y 48h

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Solución (*)	2.000	9.015	18.030	96.21
Relave	0.999	0.710	0.709	3.79
Cabeza Calculada	1.000	18.739	18.739	100.00

(*) Volumen en litros

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

CUADRO Nº III- 17**RESUMEN DE LAS PRUEBAS DE AGITACIÓN A
DIFERENTES TIEMPOS Y FUERZA DE NaCN**

PRUEBA AGITACIÓN Nº	FUERZA NaCN (%)	TIEMPO (HORAS)	CONSUMO NaCN (KG/TM)	EXTRACCIÓN Au (%)
AG - 5	0.10	4.00	1.20	65.28
AG - 6	0.10	12.00	1.50	83.54
AG - 7	0.10	24.00	2.20	92.38
AG - 8	0.10	48.00	2.50	95.36
AG - 9	0.15	4.00	1.40	78.37
AG - 10	0.15	12.00	2.00	88.40
AG - 11	0.15	24.00	2.60	94.69
AG - 12	0.15	48.00	2.80	96.21

Estas ocho pruebas se trabajaron con granulometría de 80% -200M y las separamos en dos grupos para ver a que concentración de NaCN es conveniente trabajar, al primer grupo le dimos una concentración de 0.10% NaCN y al segundo una concentración de 0.15% NaCN dándoles a cada grupo los tiempos de 4h, 12h, 24h y 48h respectivamente después de realizar las ocho pruebas de agitación decidimos que es mejor trabajar con una fuerza de 0.10% NaCN por que aparte de ser mas seguro el incremento en el porcentaje de extracción es mínimo tal como vemos en el grafico de las curvas a diferentes concentraciones GRAFICO Nº III-6.

Se escogió el tiempo de 24h por que con 48h consumiría prácticamente el doble de energía en la agitación, consumiendo más NaCN y no justificar tampoco el incremento en el porcentaje de extracción (ver cuadro III-17) decidiendo trabajar con la prueba (AG-7) que logra una extracción de 92.38%.

GRAFICO N° III - 4
CINETICA DE CIANURACIÓN POR AGITACION CON UNA
FUERZA DE NaCN 0.1%

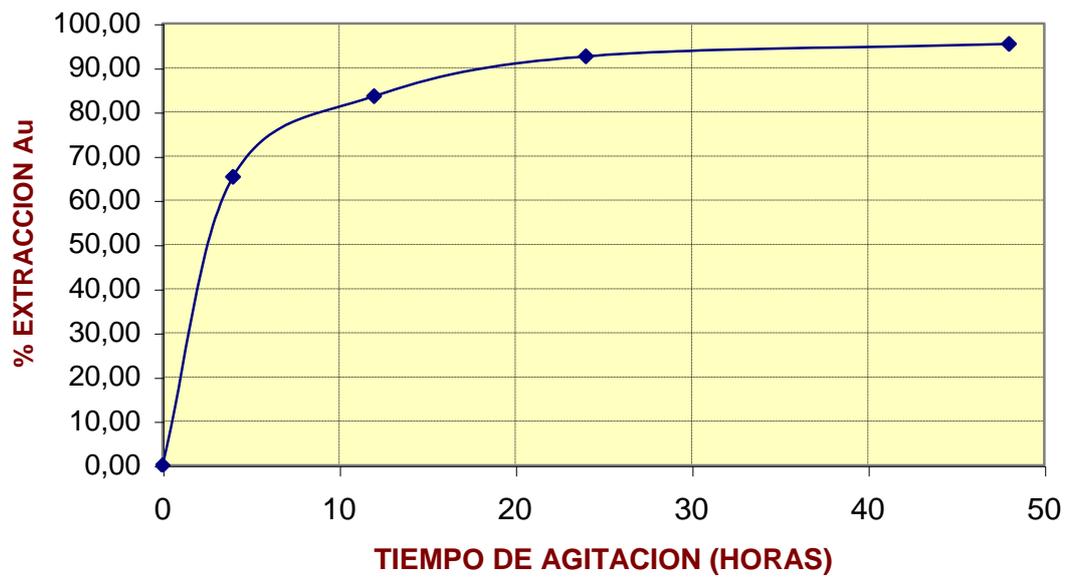
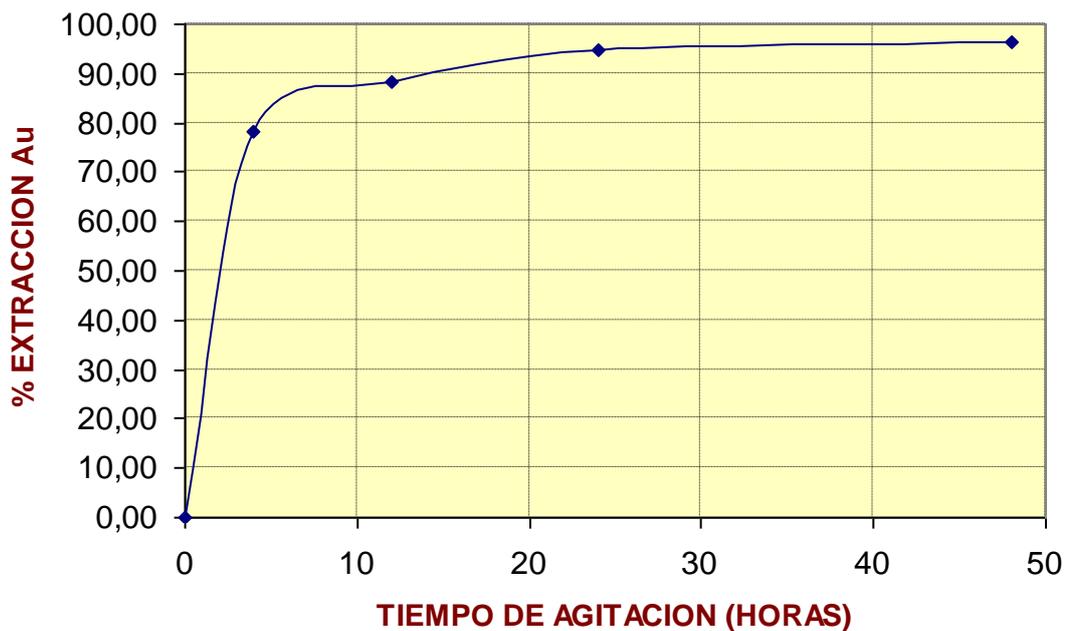


GRAFICO N° III - 5
CINETICA DE CIANURACIÓN POR AGITACION CON UNA
FUERZA DE NaCN 0.15%





Trabajamos con 0.10% NaCN por que la variación en el porcentaje extracción a 0.15%NaCN es pequeña.

3.4.3 Pruebas de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa

Trabajamos con cuatro últimas pruebas experimentales para determinar la cantidad optima de carbón a las siguientes concentraciones; 10, 20, 30 y 40 gr/lt, determinando el porcentaje de extracción de oro tal como se muestra en el cuadro N° III-22, observando que es conveniente trabajar con 20 grs/lt ya que con más concentración el aumento en el porcentaje de extracción es muy pequeña tal como se observa también en el gráfico N° III-7.

Las pruebas de carbón en pulpa se realizaron en botellas transparentes de 5 lts bajo las condiciones óptimas de fuerza de NaCN = 0.10%, pH = 11 con un tiempo de agitación de 24 horas, y una relación de líquido a sólido = L/S = 2/1. Variándose la concentración de carbón en rangos de 10, 20, 30, 40 gr/lt. El carbón activado se recuperó con una malla N°20, se secó y se mandó al análisis químico por oro.

PRUEBA AG - N° 13**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1/2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.10 % (1.0 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
Concentración del Carbón:		10 gr / lt

CUADRO N° III- 18
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 13 10 gr/lt de carbón

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Carbón Activado	0.020	855.500	17.110	91.32
Relave	0.998	1.630	1.627	8.68
Cabeza Calculada	1.000	18.737	18.737	100.00

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 14**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1 % (1.0 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
Concentración del Carbón:		20 gr / lt

CUADRO N° III- 19
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 14

20 gr/lt de carbón

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Carbón Activado	0.040	446.250	17.850	95.26
Relave	0.998	0.890	0.888	4.74
Cabeza Calculada	1.000	18.738	18.738	100.00

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 15**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 g
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % -200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1.0 g r/ lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2 / 1
Concentración del Carbón:		30 gr / lt

CUADRO N° III- 20
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 15 30 gr/lt de carbón

PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Carbón Activado	0.060	297.830	17.870	95.37
Relave	0.998	0.870	0.868	4.63
Cabeza Calculada	1.000	18.738	18.738	100.00

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

PRUEBA AG - N° 16**CONDICIONES****Molienda**

Peso de mineral	:	1,000 grs.
L/S	:	1 / 2
Granulometría	:	80 % - 200 mallas
Tiempo	:	18 ' 06 "

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1 % (1.0 gr / lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	24 h
L/S	:	2/1
Concentración del Carbón:		40 gr / lt

CUADRO N° III - 21
BALANCE METALURGICO

Prueba AG – 16 40 gr/lt de carbón

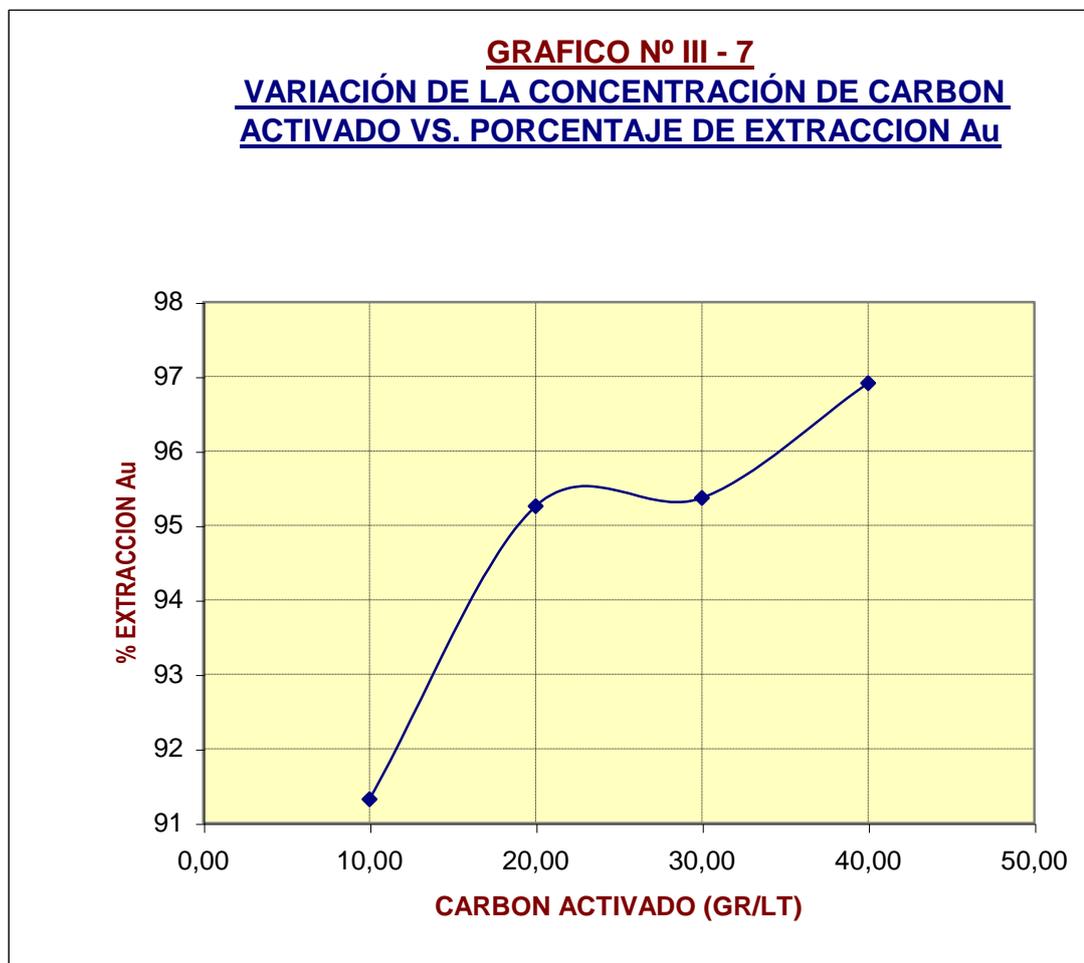
PRODUCTO	PESO (KG)	Ley Au (ppm)	FINOS Au (mg)	Extracción Au (%)
Cabeza	1.000	18.740	18.740	100.00
Carbón Activado	0.080	227.000	18.160	96.91
Relave	0.998	0.580	0.579	3.09
Cabeza Calculada	1.000	18.739	18.739	100.00

(**) 1 ppm = 1 mg/lt = 1 gr/TM

CUADRO Nº III - 22**RESUMEN DE LAS PRUEBAS DE AGITACIÓN CON CARBÓN EN PULPA.**

PRUEBA	CARBON ACTIVADO (GR/LT)	EXTRACCION Au (%)
AG-13	10.00	91.32
AG-14	20.00	95.26
AG-15	30.00	95.37
AG-16	40.00	96.91

Observamos que el valor apropiado es el 20 gr. / lt.



Los % extracción para 20 y 30 gr. / lt de carbón es prácticamente la misma, por lo que preferimos trabajar con 20 gr./ lt.

CAPITULO IV

DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE

4.1 Parametros de Diseño

En base a los resultados obtenidos los parámetros de diseño a considerar se muestran en el cuadro N° IV – 1.

CUADRO N° IV- 1
PARÁMETROS DE DISEÑO

Work Index	12.68 kw-h/T
Dureza del mineral	Medio Duro
Peso específico	2.60 gr/cc
Molienda seleccionada	80% - 200 mallas
Porcentaje de sólidos en la molienda	67%
Porcentaje de sólidos en la cianuración	33%
Cianuro en el molino	1 kg/TM
Fuerza de cianuro en la solución	0.10%
pH de trabajo	10.5 - 11
Tiempo de agitación	24 horas
% Extracción del Au	95 %
Consumo de cianuro	2.20 kg/TM
Consumo de cal	3.50 kg/TM

4.2 Selección de Equipos y Materiales

Los equipos y materiales requeridos para la instalación de la “Planta de Cianuración por Agitación con Carbon en Pulpa en Contracorriente” para una capacidad de 50 TM/ día; se detallan en el cuadro N° IV – 2. (Ver Anexo 2 Pg.133, Cálculos para la Selección de Equipos y Materiales)

CUADRO N° IV- 2**RELACION DE EQUIPOS Y MATERIALES NECESARIOS**

ITEM	DESCRIPCION	Nº	HP
01	Parrilla de rieles de 10 " de luz (4.5 m x 3.5 m)	01	
02	Tolva de gruesos de 4.5 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM	01	
03	Faja transportadora N°01 de 18 " x 10 m	01	3.0
04	Parrilla estacionaria de 3 " de luz	01	
05	Chancadora de quijada de 10 " x 16 " con todos sus accesorios	01	20.0
06	Faja transportadora N° 02 de 18 " x 20 m	01	5.0
07	Faja transportadora N° 03 de 18 " x 20 m	01	5.0
08	Zaranda vibratoria de 2 ' x 4 ' de un piso con cedazo de 3/8 " x 3/8 " de abertura de malla	01	3.5
09	Chancadora cónica de 22 " Symons Standard	01	25.0
10	Tolva de finos de 4.5 m x 3.5 m x 3.0 m con una capacidad de 100 TM	01	
11	Faja transportadora N° 04 de 18 " x 10 m	01	3.0
12	Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°04	01	
13	Acondicionador 2 ' x 2 ' para preparación de NaCN	01	3.0
14	Acondicionador 2 ' x 2 ' para preparación de lechada de cal	01	3.0
15	Molino de bolas de 5 ' x 5 ' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	41.0
16	Ciclón D – 4	02	
17	Bomba SRL C DENVER 1 ½ " x 1 ¼ "	01	2.0
18	Zaranda vibratoria de un piso de 2 ' x 4 ' con cedazo de malla 20	01	3.0
19	Tanques de agitación tipo Tube Draft Agitator de 10 ' x 16 '	03	45.0
20	Tanques de tipo Tube Draft Agitator de 8 ' x 12 ' para Carbón en Pulpa (CIP)	02	30.0
21	Alimentador de sólidos (carbón) cónico vibratorio (10 - 15 kg carbón/h)	01	1.0
22	Zaranda vibratoria de doble piso de 2 ' x 4 ' con cedazo de mallas 20 y 35	01	3.5
23	Compresora de 20 PSI	01	5.0
24	Zaranda vibratoria de un piso de 2 ' x 4 ' con cedazo de malla 20	01	3.0
25	Ciclón D – 4	02	
26	Bomba centrífuga SRL DENVER 2 ½ " x 1 ½ " de eje vertical (cancha de relaves)	01	7.5
27	Tanque de agua de 70 m³	01	
28	Lote de carbón activado malla 6 x 12 de 4.35 TM	01	
29	Suministros eléctricos para la planta		
30	Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
31	Plataforma de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
32	Lote de bolas para molino de dimensiones: 3 " de ϕ = 1.7 TM 2 " de ϕ = 1.7 TM 1 ½ " de ϕ = 1.7 TM	01	

4.3 Descripción del Proceso

4.3.1 Sección Chancado

El mineral procedente de la mina se transportará en volquetes los cuales descargarán en una zona aledaña a la tolva de gruesos en forma de rumas. Desde las rumas el mineral será alimentado mediante una pala mecánica a la tolva de gruesos de concreto armado de 100 TM de capacidad, según las cantidades que se requieran manteniendo así constantemente un buen stock en reserva. La tolva de gruesos tendrá en la parte superior una parrilla de 4.5 m x 3.5 m, formada por rieles con abertura de 10".

La tolva de gruesos descargará el material a la faja transportadora N°01 de 18" x 10 m que depositará el material en una parrilla fija con una luz de 3".

El oversize de la parrilla alimentará a la chancadora primaria de quijada: Allis Chalmers de 10" x 16" con un set de descarga de 2", el producto de la chancadora primaria alimentará a la faja transportadora N°02 de 18" x 20 m que además contendrá el undersize de la parrilla.

La faja transportadora N°02 alimentará a la zaranda vibratoria DENVER de 2' x 4' con 3/8" de abertura de malla (zaranda N°01); el undersize de la zaranda caerá directamente a la tolva de finos y el oversize alimentará a la chancadora cónica Symons de 22" con un set de descarga de 1/4"; el producto de la Symons alimentará a la faja transportadora N°03.

La faja transportadora N°03 de 18" x 20 m descargará el mineral en la faja transportadora N°02 . El tiempo de chancado calculado será de 10 horas diarias.

4.3.2 Sección Molienda

La tolva de finos de 100 TM de capacidad contará con un shut de descarga que alimentará a la faja transportadora N°04 de 18" x 10 m; en esta faja transportadora se encuentra la balanza eléctrica RAMSEY que registrará el peso del mineral que pasará por la faja mediante la cual se obtendrá el tonelaje por hora, guardia o día que alimentará al molino.

El molino de bolas COMESA 5' x 5' de 41 HP de potencia trabajará en circuito cerrado con un ciclón D - 4 que requiere de una bomba SRL 1 ½" x 1 ¼" , el underflow del ciclón retornará al molino. En el molino se adicionará cianuro de sodio (NaCN) al 0.2% y lechada de cal con el fin de satisfacer las condiciones óptimas para iniciar la cianuración.

4.3.3 Sección de Agitación y Adsorción

La pulpa procedente del overflow del ciclón D -4, es conducida por tuberías a una zaranda con malla 20 (zaranda N°02) que eliminará cuerpos extraños (maderas u otros) luego se alimentará al primer tanque de circuito de agitación, el flujo de la pulpa será por gravedad.

Esta sección constará de cinco (5) tanques destinando los tres tanques de 10' x 16' para realizar la agitación del overflow del ciclón,

la importancia de esta etapa radica en obtener las condiciones óptimas para completar la disolución del oro no disuelto en el molino para lo cual se adicionará NaCN a 0.1% de fuerza; en los dos tanques restantes de 8' x 12' se realizará la adsorción del oro en el carbón activado previamente añadido.

El carbón utilizado en el proceso será alimentado en el último tanque, desde allí por el sistema air lift será transportado en contracorriente hacia el tanque anterior (tanque N°04) donde se descargará a través de la zaranda 2' x 4' duplex con mallas 20 y 35 respectivamente (zaranda N°03).

Inicialmente el carbón activado cargado con oro y plata será conducido para su respectiva desorción y refinación a un laboratorio de servicio en Lima. El carbón activado será reactivado para seguir siendo usado en operación.

La pulpa pasante de la zaranda N°03 será recirculada al tanque N°04.

La pulpa procedente del último tanque (tanque N°05) pasará por una zaranda 2' x 4' con malla 35 (zaranda N°04) con el objeto de extraer el posible carbón fino cargado (oversize) que será destinado directamente a fundición.

4.3.4 Sección Relaves

La pulpa descargada de la zaranda N°04 previamente tratada con hipoclorito de sodio (NaClO) alimentará al ciclón D -4 (ciclón N°02).

La descarga del ciclón N°02 será transportada por gravedad hasta el área determinada para depósito de relaves para formar el talud de la cancha mientras que el rebose (finos) se depositarán en la parte central de la cancha de relaves.

4.3.4.1 Sección de Almacenamiento de Relaves

El sistema empleado desde el punto de vista de contaminación ambiental es considerado seguro, ya que no es necesario descargar solución alguna al medio ambiente ya que se realizará la recirculación de la solución empleando una bomba centrífuga de 2 ½" x 1 ½" SRL DENVER (bomba N°02).

El relave no contendrá cianuro libre, al haber sido tratado anteriormente con hipoclorito de sodio.

4.4 Balance Metalúrgico.

El cuadro N° IV - 3 presenta el balance metalúrgico para la producción diaria proyectada.

El cuadro N° IV - 4 presenta el balance metalúrgico para la producción mensual proyectada.

CUADRO N° IV - 3**BALANCE METALURGICO DIARIO PROYECTADO**

MATERIAL	PESO (TM)	LEY Au (gr/TM)	FINOS Au (KG)	RECUPERACION Au (%)
CABEZA	50.00	18.74	0.94	100.00
CARBON ACTIVADO CARGADO	0.26	3490.78	0.89	95.00
RELAVE	50.00	0.94	0.05	5.00

CUADRO N° IV - 4**BALANCE METALURGICO MENSUAL PROYECTADO**

MATERIAL	PESO (TM)	LEY Au (gr/TM)	FINOS Au (KG)	RECUPERACION Au (%)
CABEZA	1500.00	18.74	28.11	100.00
CARBON ACTIVADO CARGADO	7.65	3490.78	26.70	95.00
RELAVE	1500.00	0.94	1.41	5.00

4.5 Energía y Agua

4.5.1 Energía

Se ha determinado que para cubrir la demanda del proyecto de expansión integral de operaciones, se necesitarán 180 Kw efectivos de energía como se detalla en el Cuadro N° IV - 5.

Resumen de la energía horaria requerida por los equipos seleccionados para la planta de tratamiento

CUADRO N° IV – 5

ENERGIA REQUERIDA EN LA PLANTA DE TRATAMIENTO

DESCRIPCIÓN	HP	Kw	hr	Kw-h
Chancadora de quijada de 10" x 16".	20	14.91	10	149.14
Faja transportadora N° 01 de 18" x 10 m.	3	2.24	10	22.40
Zaranda Vibratoria N°01, de 2' x 4' de un piso.	3.5	2.61	10	26.10
Faja transportadora N°0 2, de 18" x 20 m.	5	3.73	10	37.30
Faja transportadora N°03, de 18" x 20 m.	5	3.73	10	37.30
Trituradora cónica de 22 " Symons Standard.	25	18.64	10	186.43
Faja transportadora N° 04, de 18" x 10 m.	3	2.24	24	53.76
Acondicionador 2'x2' para preparación de NaCN	3	2.24	24	53.76
Acondicionador 2'x2' para adición de lechada de cal	3	2.24	24	53.76
Molino de bolas de 5' x 5'	41	30.57	24	733.68
Bomba SRL DENVER 1 ½" x 1 ¼"	3	2.24	24	53.76
Tanques de Agitación De Cianuración de 10' x 16'	45	53.55	24	805.20
Tanques de Adsorción (CIP) de 8'x 12'	30	22.37	24	536.88
Zarandas Vibratorias N°02 y 04 de un piso de 2' x 4'	14	10.44	24	250.56
Zaranda vibratoria N°03 de un piso 2' x 4'.	3.5	2.61	24	62.64
Alimentador de carbón cónico vibratorio	1	0.75	24	18.00
Compresora de 20 PSI	5	3.73	24	89.52
Bomba centrífuga SRL DENVER 2 ½" x 1 ½"	7.5	5.60	24	134.40
TOTAL		179.22		3,305.11
66.10 Kw-h / TM		99,150 Kw-h / MES		

Teniendo en cuenta que se tratan 50TM por día la energía consumida por TM será de acuerdo con las necesidades de energía eléctrica necesaria para el alumbrado y movimiento de las máquinas de la planta está considerada la adquisición de un grupo electrógeno de 200 kw.

4.5.2 Agua

Requerimiento de Agua

Para el inicio de las operaciones en Planta se requeriría de **59.7 m³/día de agua**. Considerando que, por recirculación de agua, se tendrá una recuperación de **20.67 m³/día** (Ver Anexo 3: Diagrama de Flujo Balanceado).

Aproximadamente el requerimiento de agua fresca de la planta será de **39.03 m³/día**.

En resumen tendremos el siguiente consumo de agua:

CUADRO Nº IV – 6
CONSUMO GENERAL DE AGUA

AGUA REQUERIDA	(m³/día)
MINA	5.00
PLANTA DE CARBON EN PULPA	40.00
SERVICIOS GENERALES	25.00
IMPREVISTOS (12%)	8.40

CONSUMO TOTAL	78.40

La captación de agua será mediante un tanque de 70 m³.

Sistema de Suministro

El sistema de suministro será por gravedad y el de recirculación por bombas, utilizando canales y tuberías.

La fuente principal que debe satisfacer la demanda será captada de zonas aledañas a la mina.

4.6 Servicios Auxiliares

Dentro del proyecto se considera los siguientes servicios auxiliares:

Taller Electro - Mecánico

Se estima instalar un taller para las labores de reparación y mantenimiento que ocupará un área de construcción de 20 m², en el que se contará con equipos de torno, fresadora, cepillo, taladros, equipo de soldadura y herramientas en general.

Almacén

Se instalará un edificio en un área de 12 m², donde se ubicarán todos los equipos y materiales de repuestos existentes.

Oficinas Administrativas

Dentro del proyecto se considera indispensable la construcción de una oficina para el control de operaciones y administración. Para este fin se estima un área no menor a 12 m².

Vivienda

La vivienda para el personal directivo de la planta, mina, empleados y obreros será ubicada en las cercanías a la planta de tratamiento.

4.7 Aspectos de Medio Ambiente

El estudio de Impacto Ambiental (EIA) es una forma de establecer la sustentabilidad de un proyecto minero; el EIA es en esencia una suma de los impactos positivos (la generación de empleo, de divisas, infraestructura, desarrollo social, tecnológico) y negativos (contaminación ambiental).

La generación de contaminantes minerales es un proceso espontáneo pero la actividad minera sin embargo acelera estos procesos naturales y la contaminación se da en gran parte porque la misma cantidad de elementos nocivos se producen en un periodo relativamente corto que la propia naturaleza, no soporta.

4.7.1 Medidas de Mitigación en Planta

El ambiente de trabajo puede estar sometido a partículas de polvo y ruidos por efecto del proceso de Chancado pero se considera que el impacto en los trabajadores será mínimo porque usarán respiradores y protectores auditivos de ruidos.

Si el impacto persistiese se deberá buscar la tecnología más económica y adecuada para disminuir los polvos.

El posible impacto principal de la relavera podría ser por la percolación de las aguas de relave a la napa freática, por lo que la cancha de relave deberá contar con un canal de desfogue de aguas decantadas.

4.7.1.1 Control de Efluentes

Se propone construir canales recolectores de efluentes con doble revestimiento a fin de evitar accidentes por posibles fugas y ofrecer máxima protección ambiental.

La zona donde se encuentre construida la cancha de relaves deberá ser un terreno erizado donde no exista ningún tipo de vida silvestre.

De la descarga del ciclón N°02 los gruesos serán utilizados para formar la corona y conformar el talud aguas abajo (parte externa de la relavera o presa de relaves), los finos serán colocados en el interior del depósito.

4.7.1.2 Control de Producción de Polvos en la Sección Chancado

La concentración de polvos en el ambiente de trabajo por efecto del chancado del mineral es importante de ser tomado en cuenta por el bienestar de los trabajadores.

La concentración de polvos se encontraría en el área del chancado secundario; en las zonas de la zaranda vibratoria N°01 y la chancadora primaria la concentración de polvos sería uniforme; mientras que las concentraciones más bajas se registrarían en los túneles de las fajas.

Como medida de prevención y si la concentración de polvos es elevada se propone la instalación de un extractor de polvos.

4.7.1.3. Control de Derrames Producidos en la Sección Molienda y Espesadores.

En cuanto al rebose o derrames de pulpa o agua se propone tomar acciones de canalización para la solución de este problema ya que puede ocasionar problemas de salud en los trabajadores.

4.7.1.4 Medidas a Tomarse para el Diseño de la Cancha de Relaves

Como se mencionó el impacto principal de la relavera podría ser por la percolación de las aguas de relave a la napa freática, por lo que la cancha de relave deberá contar con canales de desfogue de aguas decantadas. Estas aguas serán recirculadas a la planta empleando una bomba centrífuga de 2 ½" x 1 ½" SRL DENVER (bomba N°02).

El fondo de la cancha de relaves estará revestido por una capa de vinimanta de 1 mm de espesor para evitar cualquier filtración.

Se ha mencionado que la cancha de relaves recibirá del ciclón N°02 material grueso que será utilizado para formar la corona y conformar el talud aguas abajo (parte externa de la relavera), el material fino será colocado en el interior del depósito.

4.7.1.5 Métodos para la Destrucción del Cianuro Remanente en los Residuos Líquidos y Sólidos Producidos Durante la Operación de la Planta

Se sabe que los desechos industriales que contienen cianuro originan serias alteraciones ecológicas, no todas las plantas de cianuración presentan el mismo grado de severidad del problema. Los

compuestos en que se presenta el cianuro en los residuos líquidos son compuestos complejos de metales tales como: $\text{Cu}(\text{CN})_4^{2-}$.

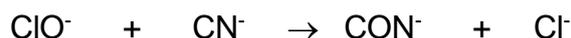
Adicionalmente las aguas residuales contendrán iones libres (CN^-) y el anión SCN^- que aparece por la reacción de productos de oxidación del sulfuro con el cianuro libre. El grado de toxicidad de los compuestos citados es variable, siendo el CN^- el que representa el mayor peligro.

Las leyes peruanas precisan que los cursos de agua no deberán tener contenidos de cianuro mayores a 0.01 mg/l (0.01 ppm) lo que para ser cumplido, requiere que las plantas de cianuración implementen un proceso de destrucción o regeneración del cianuro.

Los procesos de destrucción del cianuro son utilizados para la eliminación del ión cianuro contenido en las aguas residuales. A continuación se citan los dos procesos más importantes.

Clorinación.

Este método es el de uso más difundido. Se efectúa por adición de un hipoclorito o bien cloro gaseoso e hidróxido de sodio. La oxidación del cianuro tiene lugar por acción del hipoclorito según la reacción:

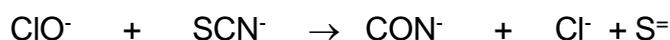


El pH de la solución, debe ser mantenido sobre 10 para evitar la liberación de un compuesto altamente tóxico, el CNCl que es un producto intermedio de la oxidación.

El ión cianato CN^- producido no se considera muy tóxico pero también puede ser destruido con mayor cantidad de hipoclorito.



Esta reacción es lenta a $\text{pH} = 10$, pero puede acelerarse bajando el pH a 8.0 - 8.5. El hipoclorito también reacciona con el sulfocianuro (SCN^-).



En los procesos industriales se prefiere usar el hipoclorito al cloro gaseoso por ser este último más peligroso y de difícil manipuleo aunque más barato. Estos procesos se realizan generalmente en tanques, donde se realizan las reacciones mencionadas.

El tratamiento de clorinación en general es eficiente aunque su costo resulta muchas veces elevado (se propone un consumo de 0.4 kg NaClO/TM cuyo costo asciende a 0.2 US \$/TM).

Proceso de Destrucción de Cianuro. Proceso INCO SO_2 /aire

El proceso de destrucción de cianuro por dióxido de azufre (SO_2)/aire INCO, oxida tanto el cianuro libre (CN^-), como el que se encuentra como complejo con metales como cobre, zinc y níquel a ión cianato (CN^-). El cianato es significativamente menos tóxico que el cianuro.

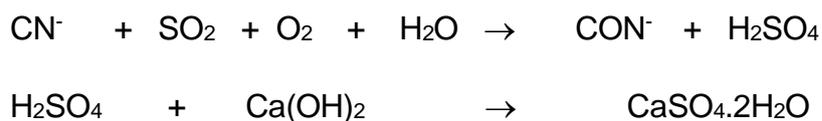
El agente oxidante es el dióxido de azufre (SO_2), más oxígeno en presencia de una pequeña cantidad de cobre soluble como catalizador.

La temperatura es la del ambiente y el pH está en el rango 7 - 10. Sino se tuviera cobre soluble presente en la solución, como producto de cianuración, se deberá agregar como sulfato de cobre, se adiciona también cal para neutralizar el ácido sulfúrico generado en el proceso. También es oxidada una pequeña cantidad de tiocianato presente.

La solución a ser tratada se contacta con los reactivos en un tanque simple de mezclado. El dióxido de azufre (SO₂) se agrega como gas, líquido o bisulfitos o metasulfitos solubles pueden ser usados como proveedores de dióxido de azufre (SO₂). El aire normalmente es el proveedor de oxígeno.

El tiempo de retención varía dependiendo de la composición de la solución a ser tratada pero generalmente en rangos de 20 a 180 minutos.

Las reacciones que se llevan a cabo son las siguientes:



CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA

5.1 Valor de la Producción

5.1.1 Valor de la Producción para el Proceso de Cianuración con Carbón en Pulpa en Contracorriente

A continuación se muestran los contenidos metálicos recuperables de plata y oro son:

Plata

Ley de cabeza 46.65 gr/TM

Ley de cabeza recuperada al 50% 23.33 gr/TM

Total contenido metálico de plata recuperable en un mes:

(Tonelaje mensual) x (Ley de cabeza) x (% Recuperación)

(1,500 TM) x (46.65 gr Ag / TM) x (0.50) = **34,987.50 grs. Ag.**

Considerando que el precio de la plata es 10 \$US / onza, el valor total de plata recuperable es:

(Peso de Ag. en gramos) x (Precio de Ag por gramo)

(34,987.50 gr.) x (10 \$US /oz.) x (1oz /31.1035 gr.) = **11,248.73 \$US**

Oro

Ley de cabeza 18.74 gr Au/TM

Ley de cabeza recuperada al 95% 17.803 gr Au/TM

Total contenido metálico de oro recuperable mensual:

(Tonelaje mensual) x (Ley de cabeza) x (% Recuperación)

(1,500 TM) x (18.74 gr Au / TM) x (0.95) = **26,704.50 grs Au.**

Considerando que el precio del oro es 500 \$US / onza, el valor total de oro recuperable es:

(Peso de Au en gramos) x (Precio de Au por gramo).

(26,704.50 grs.) x (500 \$US/oz) x (1oz/31.1035 gr) = **429,284.49 \$US**

CUADRO Nº V- 1**CONTENIDO Y VALOR TOTAL RECUPERABLE DE LA PRODUCCIÓN**

CONTENIDO RECUPERABLE	VALOR RECUPERABLE
34,987.50 grs.Ag	11,248.73 \$US / mes
26,704.50 grs.Au	429,284.49 \$US / mes
TOTAL	440,533.22 \$US / mes
	294.00 \$US / TM

5.2 Costos de Operación

5.2.1 Mina

A) Mano de Obra

CUADRO Nº V- 2

COSTO DE MANO DE OBRA EN MINA

PERSONAL	CANT	SUELDOS \$US	BENEFICIOS MENSUALES	TOTAL \$US /MES	TOTAL \$US /TM
Ingeniero residente	01	1,200	240	1,440	0.960
Capataz	01	500	100	600	0.400
Perforista	02	700	140	840	0.560
Ayudante perforista	02	300	60	360	0.240
Chofer	01	300	60	360	0.240
Mecánico	01	400	80	480	0.320
Lampero	02	300	60	360	0.240
Obreros ayudantes	02	300	60	360	0.240
SUBTOTAL	09			4,800	3.200
<u>GEOLOGÍA:</u>					
Ingeniero Geólogo	01	1200	240	1,440	0.960
Topógrafo	01	400	80	480	0.320
Muestrero	01	150	30	180	0.120
TOTAL	12			6,900	4.600

Los cálculos se hacen sobre una producción mensual de 1,500 TM, con una producción diaria de 50 TM.

B) Suministros

b.1 Perforación

Se considera un costo de 0.3 \$US/TM, este costo incluye principalmente el consumo de brocas, barrenos, mangueras, aire comprimido, otros.

b.2 Voladura

Se considera un costo de 1 \$US/TM, este costo incluye principalmente el consumo de: dinamita, guías de seguridad, fulminantes, afilado de barrenos, ANFO, otros.

CUADRO Nº V- 3

COSTO DEL TOTAL SUMINISTROS

SUMINISTROS	\$US /TM MINERAL	\$US / MES
Perforación	0.3	450
Voladura	1.0	1,500
Llantas	0.1	150
Lubricantes, petróleo	0.5	750
Implementos seguridad	0.02	30
TOTAL	1.92	2,880

CUADRO N° V- 4**RESUMEN DE COSTOS EN MINA**

	\$US/TM MINERAL	\$US/MES
Mano de obra	4.600	6,900
Suministros	1.920	2,880
Mantenimiento	0.500	750
Energía	0.500	750
Otros	0.500	750
TOTAL	8.020	12,030

Total de Costo en Mina: 12,030 \$US/MES

5.2.2 Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en Contracorriente

CUADRO N° V- 5**COSTO DE MANO DE OBRA EN PLANTA****A) Mano de Obra**

PERSONAL	CANT	SUELDOS	MENSUALES BENEFICIOS	TOTAL \$US/MES	TOTAL \$US/TM
Ing. Jefe de Planta	01	1,200	240	1,440	0.960
Ing. Jefes de Guardia	03	2,700	540	3,240	2.160
Chancador	03	900	180	1,080	0.720
Molinero	03	900	180	1,080	0.720
Obrero (Secc. Adsorc)	03	450	90	540	0.360
Obrero (Reactivista)	03	450	90	540	0.360
Obreros ayudantes	02	300	60	360	0.240
SUBTOTAL	18			8,280	5.520
<u>LABORATORIO</u>					
Analista	01	400	80	480	0.320
Muestrero	01	150	30	180	0.120
Ayudante	01	100	20	120	0.080
TOTAL	20			9,060	6.040

B) Suministros**b.1 Reactivos Químicos****CUADRO Nº V- 6****COSTO DE REACTIVOS QUIMICOS**

PRODUCTO	CONSUMO Kg/TM	\$US/Kg	\$US/TM	\$US/MES
NaCN	2.2	1.88	4.136	6,204.0
Cal	4.5	0.05	0.225	337.5
Carbón activado	0.02	3.50	0.070	105.0
NaClO	0.4	0.50	0.200	300.0
Laboratorio (5%)	-	-	0.232	347.3
TOTAL			4.863	7,293.8

b.2 Acero**CUADRO Nº V- 7****COSTO DE CONSUMO DE ACERO**

PRODUCTO	CONSUMO Kg/TM	\$US/ Kg	\$US/ TM
Bolas (molino)	0.75	0.75	0.563
Forros	0.05	2.00	0.100
TOTAL		0.663 \$US/TM	994.5 \$US/MES

b.3 Otros

(Mallas, lubricantes, etc) 300.00 \$US/MES

Siendo el total de suministros: 8,588.30 \$US/MES

C) Mantenimiento

(Repuestos, mantenimiento) **750.00 \$US/MES**

D) Energía Eléctrica

El consumo de energía mensual requerida por los equipos es:

99,153.3 kw – h / mes (Ver Tabla N° IV- 5).

El costo de kw – h = S/. 0.277 nuevos soles/kw – h = 0.1 US \$ / kw – h

= (99,153.3 kw – h / mes) x (0.1 \$US/ kw –h)

El costo de energía eléctrica mensual sería: **9,915.30 \$US/MES**

E) Desorción

Costo desorción de carbón activado: 800 \$US/TM CARBON

((0.255 TM CARBON) x (\$US 800 / TM CARBON)) / (50 TM MIN.)

= 4.08 \$US / TM

= (4.08 \$US / TM) x (1,500 TM / MES)

El costo de desorción mensual sería: **6,120.00 \$US/MES**

F) Refinación

Costo refinación: 50 \$US/ kg ORO fino

De la Tabla N° IV - 4 se obtiene la producción de oro fino mensual proyectada: 26.70 kg. Se considera una pérdida de 1% en la desorción y 1% en la refinación de oro.

Se trabajará con 26.166 kg.

= (26.166 kg) x (50 \$US / kg) / (1,500 TM)

= 0.872 \$US / TM

0.872 \$US/ TM

= (0.872 \$US / TM) x (1,500 TM./ MES)

= 1,308.00 \$US / MES.

1,308.00 \$US/MES

CUADRO N° V- 8**RESUMEN DE COSTOS EN PLANTA**

ELEMENTOS	\$US /TM MINERAL	\$US / MES
Mano de obra	6.040	9,060.00
Suministros	5.726	8,588.30
Mantenimiento	0.500	750.00
Energía eléctrica	6.610	9,915.30
Desorción	4.080	6,120.00
Refinación	0.872	1,308.00
TOTAL	23.828	35,741.60

Total de Costo en Planta CIP: 35,741.60 \$US /MES

5.2.2.1 Mantenimiento**CUADRO N° V- 9****COSTO DEL PERSONAL DE MANTENIMIENTO****A) Mano de Obra**

PERSONAL	CANTIDAD	SUELDOS	MENSUAL BENEFICIOS	TOTAL \$US /MES	TOTAL \$US /TM
Jefe	01	500	200	700	0.466
Mecánico	01	350	140	490	0.327
Electricista	01	350	140	490	0.327
Ayudante	01	150	60	210	0.140
TOTAL	04			1,890	1.260

B) Suministros e Insumos

(Soldadura, herramientas, otros)

300 \$US /MES

C) Energía Eléctrica

(10,000 kw-h; 0.1 US \$/Kw-h)

1,000 \$US /MES

Total de Costo en Mantenimiento: 3,190.00 \$US /MES

5.2.3 Administración

A) Mano de Obra

CUADRO N° V- 10

COSTO DEL PERSONAL ADMINISTRATIVO

PERSONAL	CANTIDAD	SUELDOS	BENEFICION MENSUALES	TOTAL \$US /MES	TOTAL \$US /TM
Administrador	01	400	80	480	0.320
Almacenero	01	350	70	420	0.280
Secretaria	01	150	30	180	0.120
Cajero	01	175	35	210	0.140
Auxiliar seguridad	01	150	30	180	0.120
TOTAL				1,470	0.980

B) Suministros e Insumos 300 \$US /MES

C) Energía Eléctrica 150 \$US /MES

D) Otros (Comunicaciones) 150 \$US /MES

CUADRO N° V- 11

RESUMEN DE COSTOS EN ADMINISTRACION

ELEMENTOS	\$US /TM MINERAL	\$US / MES
Mano de obra	0.980	1,470
Suministros	0.200	300
Mantenimiento	0.100	150
Otros	0.100	150
TOTAL	1.38	2,070

Total de Costos en Administración: 2,070 \$US /MES

5.2.4 Costo de Operación Total

CUADRO Nº V- 12 **RESUMEN DE COSTO DE OPERACIÓN TOTAL**

DISTRIBUCIÓN	\$US /TM MINERAL	\$US / MES
MINA	8.020	12,030
PLANTA	23.828	35,741.60
MANTENIMIENTO	2.127	3,190
ADMINISTRACION	1.380	2,070
TOTAL	35.355	53,031.6

Total de Costo de Operación Total: 53,031.6 \$US /MES

5.3 Estimación del Costo de Inversión

Se ha programado una inversión en desarrollos y exploraciones suficiente para justificar la explotación de 1,500 TM/MES.

5.3.1 Mina

CUADRO Nº V- 13 **ESTIMACIÓN DEL COSTO DE INVERSIÓN**

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO \$US	TOTAL \$US
A. EXPLORACIONES Y DESARROLLO				
01	Exploraciones	01	50,000	50,000
B. EQUIPOS				
01	Maquina perforadora Jackleg	05	2,500	12,500
02	Máquina perforadora STOPPER	01	2,000	2,000
03	Carros mineros tipos U35A	04	1,000	4,000
04	Compresora 750 PSI	01	40,000	40,000
TOTAL				108,500

Estimación del Costo de Inversión en Mina: 108,500 \$US

5.3.2 Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en Contracorriente

CUADRO N° V - 14

COSTO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO

ITEM	DESCRIPCION	CANT.	PRECIO US\$	TOTAL US\$
A. EQUIPOS MATERIALES				
01	Parrilla de rieles, abertura 10"	01	350	350
02	Tolva de gruesos, 100 TM	01	20,000	20,000
03	Faja transportadora N°01 18" X 10 m	02	10,500	21,000
04	Parrilla fija abertura 3"	01	500	500
05	Chancadora de quijada 10" X 16"	01	4,500	4,500
06	Faja transportadora 18" X 20 m	02	2,2000	4,4000
07	Zaranda vibratoria de un piso 2' X 4' (3/8")	01	3,500	3,500
08	Chancadora cónica , 22"	01	11,750	11,750
09	Tolva de finos 100 TM	01	20,000	2,000
10	Molino de bolas 5" x 5'	01	7,100	7,100
11	Ciclón D - 4	02	1,000	2,000
12	Balanza RAMSEY	01	10,000	10,000
13	Bomba 1 ½" x 1 ¼"	01	2,000	2,000
14	Tanque de agua 70 m³	01	2,600	2,600
15	Acondicionador NaCN 2' x 2'	01	2,500	2,500
16	Acondicionador de cal 2' x 2'	01	2,500	2,500
17	Zaranda vibratoria de un piso 2' x 4' (malla20)	01	3,500	3,500
18	Tanque agitador, 10' x 16'	03	24,000	74,100
19	Tanque agitador adsorción 8' x 12'	02	20,000	40,000
20	Zaranda vibratoria duplex 2' x 4' (mallas 20,35)	01	5,500	5,500
21	Compresora 20 PSI	01	5,000	5,000
22	Alimentador de sólidos cónico	01	1,000	1,000
23	Bomba centrífuga de eje vertical 2 ½" x 1 ½"	01	3,000	3,000
24	Ductos, accesorios, tuberías	01	1,500	1,500
B. INSTALACION DE AGUA				
27	Tuberías de polietileno	100 m	3	300
28	Tanque, accesorios	01	600	600
C. INSTALACIONES ELECTRICAS				
29	Grupo electrógeno de 200 kw-h (440 voltios)	01	50,000	50,000
30	Tablero de control, edificio, montaje de grupo	01	1,500	1,500
D. OBRAS CIVILES				
31	Movimiento de tierra (cancha de relaves)	01	3,600	3,600
32	Instalaciones	01	2,000	2,000
33	Construcción de la cancha de relaves	01	7,000	7,000
34	Vinimanta	450 m²	4.5	2,025
TOTAL PLANTA				354,925

5.3.3 Servicios Auxiliares

CUADRO N° V- 15

COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANT.	PRECIO	TOTAL \$US
A. CONSTRUCCIONES				
01	Construcción de:			
	Taller	20	60	1,200
	Almacén	12	45	540
	Oficina	12	45	540
B. MATERIALES- EQUIPOS ACCESORIOS				
02	Herramientas menores (estimado)		500	500
TOTAL				2,780

Costo de Servicios Auxiliares: 2,780 \$US

CUADRO N° V- 16

RESUMEN COSTOS DE INVERSION

AREA	TOTAL \$US
MINA	108,500
PLANTA DE TRATAMIENTO	354,925
SERVICION AUXILIARES	2,780
SUBTOTAL	466,205
ADMINISTRACION -INGENIERIA	45,000
IMPREVISTOS	51,120
COSTO TOTAL DE INVERSION DEL PROYECTO	562,325

Resumen del Costo de Inversión: 562,325 \$US

Como se observa, el proyecto integral para poner en operación la mina a 50 TM/día requiere del financiamiento de 562,325 \$US, suma que debe ser aplicada en 5 meses.

Como quiera que el préstamo en cuestión va a devengar intereses, para calcular esto se asume el siguiente criterio:

Las amortizaciones se iniciarán cuando entre en producción la planta de cianuración y se venda el oro refinado.

Que el interés devengado será de 15% mensual y al rebatir (interés en moneda extranjera).

Las amortizaciones del principal más intereses, gastos que se cancelarán en armadas iguales, durante el período de repago de 5 meses.

Los impuestos han sido calculados conforme a las disposiciones tributarias calculando un 30%.

5.4 Determinación de los Índices Económicos: VAN, TIR

El proyecto será factible y se acepta si el valor actual neto VAN es positivo y se rechaza en caso contrario

El cociente entre la utilidad anual y el monto de inversión está representado por la tasa interna de retorno TIR cuya concepción es válida cuando las utilidades son constantes a lo largo de los años.

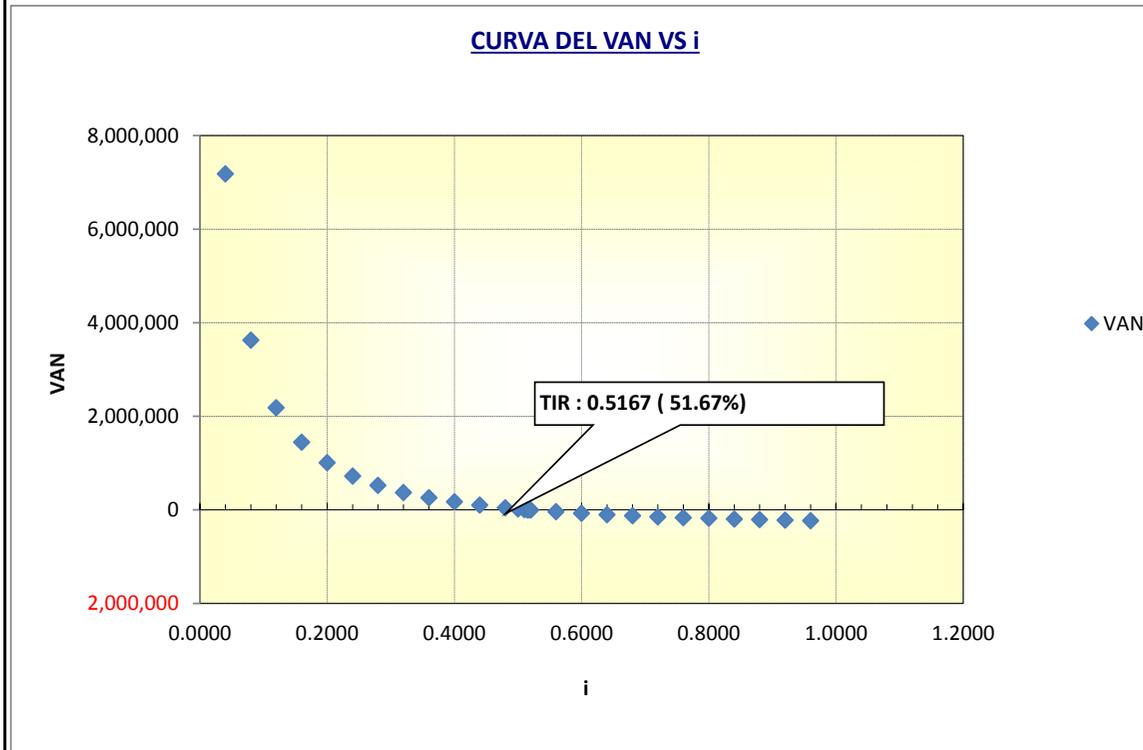
Esta tasa se determina cuando el VAN se hace nulo o sea que es la tasa para la cual los valores actualizados de los beneficios y el valor residual coinciden con el valor actualizado de la inversión.

La importancia del TIR radica en conocer el máximo interés que se puede pagar cuando la totalidad de los fondos provienen de un préstamo pero su cómputo debe efectuarse por medio de aproximaciones.

i	VAN
0.0400	7,179,358
0.0800	3,623,399
0.1200	2,181,880
0.1600	1,445,505
0.2000	1,007,689
0.2400	720,498
0.2800	519,201
0.3200	371,310
0.3600	258,784
0.4000	170,822
0.4400	100,569
0.4800	43,469
0.5000	18,831
0.5100	7,350
0.5140	2,903
0.5150	1,804
0.5160	710
0.5167	0
0.5168	162
0.5200	3,617
0.5600	42,924
0.6000	76,080
0.6400	104,302
0.6800	128,514
0.7200	149,429
0.7600	167,606
0.8000	183,491
0.8400	197,441
0.8800	209,745
0.9200	220,640
0.9600	230,323

GRAFICO N° V - 1

CURVA DEL VAN VS i



Según el cuadro N° V - 16 el costo total de inversión del proyecto es 562,325 \$US, si éste es el capital de trabajo para dos meses de operación para un mes tenemos 281,163 \$US con lo que se procedió a determinar los índices económicos VAN y TIR que nos indicaron la factibilidad del proyecto ver cuadro N° V – 17, con su curva respectiva del VAN vs. Interés ver grafico N° V-1.

Según el cuadro N° V-1 el contenido recuperable de oro es 26,704.50 grs. y su valor recuperables total mensual es 440,533.22 \$US al que se le castigó con una maquila de:

$$(26,704.50 \text{ gr. Au}) \times (821 \text{ \$US} / 1000 \text{ gr. Au}) = 21,924.39 \text{ \$US}$$

$$440,533.22 \text{ \$US} - 21,924.39 \text{ \$US} = 418,608.83 \text{ \$US}$$

Considerando en el cuadro un ingreso mensual a 418,609 \$US y con un valor recuperable por tonelada de:

$$418,608.83 \text{ \$US} / (1,500 \text{ TMS} \times 0.95) = 293.76 \text{ \$US}$$

Por lo que valor recuperable a considerar será de: 294.00 \$US /TMS

En la formula el interés es anual por lo que la transformamos.

$$15 \% \text{ mes} \times (1 \text{ año} / 12 \text{ mes}) = 1.25 \% \text{ anual.}$$

$$10 \% \text{ mes} \times (1 \text{ año} / 12 \text{ mes}) = 0.83 \% \text{ anual.}$$

$$\mathbf{TIR = 51.67\%}$$

$$\mathbf{VAN = \$US 13,557,522.00}$$

5.5 Rentabilidad del Proceso de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en Contracorriente

La rentabilidad económica de una operación de procesamiento de minerales de oro puede ser expresada simplificada por la siguiente expresión:

Rentabilidad del proyecto ®

$R = \text{Valor del mineral} - \text{Costo de operación}$

Donde:

Valor del mineral = 294.00 \$US /TM

Costo de operación = 35.355 \$US /TM

Se obtiene:

$R = 258.645 \text{ \$US /TM}$

Conocida la rentabilidad del proyecto se pueden proyectar los ingresos mensuales y anuales.

Ingreso mensual = 258.645 \$US /TM x 1500 TM = 387,968 \$US

Ingreso anual = 258.645 \$US /TM x 1500 TM x 12 = 4'655,616 \$US

5.6 Cronograma del Proyecto

El siguiente cuadro nos muestra el Cronograma del proyecto de donde se estima que proyecto puede concluirse en 5 meses.

Las exploraciones y desarrollo son factibles de ejecutarse en 4 meses, a un ritmo de avance de aproximadamente 150 metros mensuales, este metraje se calcula considerando que por cada metro de avance es posible cubicar 10 TM.

La planta debe iniciar su producción al quinto mes de iniciado la aplicación del proyecto.

El costo total de inversión para el proyecto será de 562,325 \$US para un tratamiento 1,500 TM /mes y un costo de operación de 35.355 \$US /TM.

GRAFICO N° V-2
CRONOGRAMA DEL PROYECTO EL ROSARIO

Meses	1º mes	2º mes	3º mes	4º mes	5º mes	6º mes
MINA						
Exploración desarrollo						
PLANTA						
Obras Civiles						
Montaje					Arranque	
Instal. Elect.						
SUPERFICIE						
Construcciones						
CAP. DE TRAB.						

CONCLUSIONES

Mineral

- El mineral en estudio, presenta al oro en forma libre, en tamaños muy finos, lo que permite una reacción eficiente al contacto con el cianuro de sodio.
- Se le considera un mineral de dureza media, por lo que su índice de Trabajo (work index) estimado es de 12.68 kw-h/t.
- Su gravedad específica calculada es 2.60 gr/cc.
- La granulometría seleccionada para el proceso de cianuración por agitación con carbón en pulpa en contracorriente, será de 80% - mallas.
- La ley empleada en el estudio fue de :18.74 gr Au/TM y 1.50 oz Ag/TM, valores promedios, ya que estas leyes pueden ser mayores en el proceso de tratamiento.

Proceso de Cianuración

- El proceso de cianuración se realizará empleando una solución de cianuro de sodio con una fuerza de 0.10%, a un pH de 10.5-11.
- Los consumos de NaCN y cal están en el orden de 2.20 kg/TM y 3.50 kg/TM.
- El tiempo de agitación es de 24 horas.

- La concentración de carbón en la pulpa será de 20 gr/lit.
- Las soluciones barren serán recirculadas en el proceso para la recuperación del agua y evitar la contaminación ambiental.
- Los relaves del proceso serán acumulados en una zona que permita almacenarlos para su posterior tratamiento y a la vez permitirá crear nuevas zonas de trabajo.
- El balance metalúrgico nos permite estimar una producción de oro de 26.70 kg, para un tratamiento de 1,500 TM, con una ley de cabeza de 18.74 gr Au/TM y una recuperación del 95%.

Evaluación Económica

- De la valoración del mineral considerando una ley de cabeza de 18.74 gr Au/TM y 46.65 gr Ag/TM, con una recuperación de 95% para el oro y 50% para la plata, obtenemos:

Valor recuperable de ORO	286.19 \$US/TM
Valor recuperable de PLATA	7.50 \$US/TM
TOTAL:	294.00 \$US/TM

- El costo unitario de operación estimado para mina es de:
8.020 \$US/TM
- El costo unitario de operación de la planta es de:
23.828 \$US/TM
- El costo unitario mina-planta será de:
35.355 \$US/TM

- El costo de inversión de la planta de cianuración con carbón en pulpa para 1500 TM/mes es de: 562,325.00 \$US
- La rentabilidad del proyecto fue estimado en: 258.645 \$US/TM
- La rentabilidad mensual será de: 387,968.00 \$US
- De acuerdo a los resultados obtenidos en la evaluación económica el costo de operación se encuentra en rangos positivos, ya que el valor del mineral permite, obtener una excelente rentabilidad.
- Si consideramos que la rentabilidad mensual esta alrededor de los \$US 387,968 y considerando que la inversión requerida es de
- \$US 562,325 el pago de la inversión se estima que se podrá realizar en plazos cortos de tiempo.
- La inversión se puede realizar por etapas, considerando en primer lugar la compra de los equipos primordiales para la operación, dejando para posterior los complementarios, de este modo se reducirá la inversión inicial.
- Como conclusión final considero que el proyecto es viable, rentable y aplicable.
- Al inicio de las operaciones todos los tanques a usarse deben ser pozas cubiertas de manta de plástico impermeabilizante, con ello se reducirá los costos.
- Se debe analizar con mucho cuidado el volumen de mineral con el cual se va a comenzar las operaciones, ya que de ello depende la

rentabilidad del proceso, se estima que el volumen a tratar debe ser mayor a 50TM/día ó 1,500 TM/mes.

- En el presente estudio no se considera los costos por análisis químicos, las muestras tomadas en el proceso deberán enviarse a Lima para su respectivo análisis químico.
- El tratamiento de desorción y refinación del carbón activado se debe realizar en Lima, en un laboratorio previamente seleccionado por nuestra empresa, puede ser Sudamericana, Finese, etc.

BIBLIOGRAFIA

1. Fidel Sergio Misari Ch. "METALURGIA DEL ORO" - Vol I y Vol II
CEPECT Noviembre 1993
2. Dr. De Mountrill "ESTUDIO MINERALOGRAFICO EN SECCIONES PULIDAS DE LOS RELAVES DE AUREX"
3. Arthur F. Taggart "HANDBOOK OF MINERAL DRESSING" 1954
4. Pierre Blazy "EL BENEFICIO DE LOS MINERALES" Editorial Rocas y Minerales – Madrid –33
5. Errol G. Kelly – David J. Spottiswod "INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES" Editorial Limusa – 1990
6. Andreu L. Mular Roshan Bhappu "DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESOS DE MINERALES" Editorial Rocas y Minerales – 1985
7. Iván Quiroz Núñez "OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES" Cuzco – Setiembre de 1986
8. Hong Young Sohn; Milton E. Wadsworth "CINETICA DE LOS PROCESOS DE LA METALURGIA EXTRACTIVA" Editorial Trillas – 1986
9. Fathi Habashi "A TEXT BOOK OF HIDROMETALLURGY" Edition Marquis Limiteé – 1992
10. Leonard G. Austin "DISEÑO Y SIMULACION DE CIRCUITOS DE MOLIENDA Y CLASIFICACION" Editorial Taller Multimedia – Abril 1994
11. Lernando Concha "MANUAL DE FILTRACIÓN Y SEPARACIÓN" Editora Margarita Menéndez – Chile 2001
12. Adrian Smith y Terry Mudde "TRATAMIENTO DE RESIDUOS DE CIANURACION" Londres 1991

ANEXOS

ANEXO 1

ASPECTOS TEORICOS

1.1 Principios Físicos - Químicos de la Cianuración

1.1.1 Termodinámica de la Cianuración

Para comprobar los mecanismos físico-químicos de la lixiviación del oro, es necesario recurrir a una revisión de sus propiedades termodinámicas y en particular de sus estados estables y metaestables, representados clásicamente en los diagramas de Pourbaix que relaciona el potencial de óxido-reducción (Eh) del metal con el pH del medio. Estos diagramas muestran que compuestos como el $\text{Au}(\text{OH})_3$; AuO_2 , HAuO_3^{2-} y también el ión Au^{3+} requieren elevados potenciales redox (superiores al de la descomposición del oxígeno) para formarse. La lixiviación del oro metálico es, por lo tanto, muy difícil a causa de la gran estabilidad de éste último.

En el diagrama **Au-H₂O-CN** (**Fig. N°1**), no obstante, la reacción: $\text{Au}(\text{CN})_2^- + e^- = \text{Au} + 2 \text{CN}^-$ se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo aurocianuro está limitado por una recta que inicialmente, muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH

menor a nueve) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de aurocianuros. En el mismo gráfico se puede observar que los compuestos Au(OH)_3 , Au^{3+} y HAuO_3^{2-} son reducidos por la introducción del cianuro.

1.1.2 Mecanismo Electroquímico

Si bien, en forma general, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físico como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración se ha podido establecer que la disolución está regida por los principios electroquímicos de la corrosión. Fue Thompson (1947) quien demostró

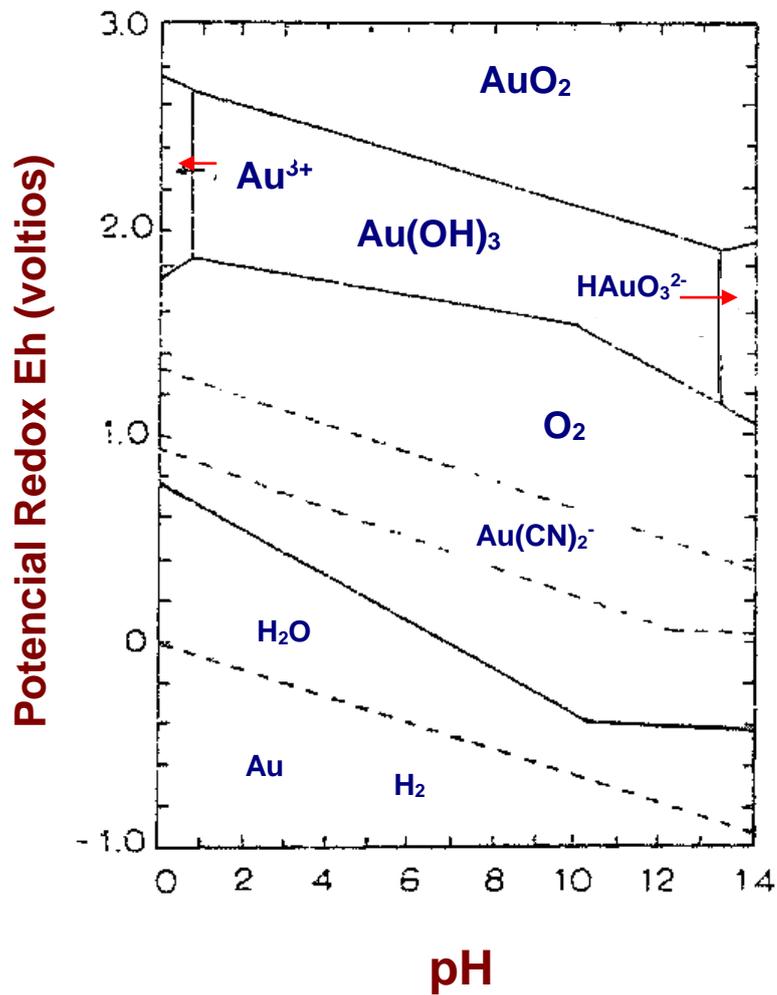


Figura N° 1.1 .- Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-CN⁻ a 25°C. [CN⁻] = 10⁻³M, concentración de todos los espacios solubles de oro = 10⁻⁴M y p(O₂)=p(H₂)=1 atm

Este hecho utilizando para ello pequeñas esferas de oro y una solución solidificada como soportes de éstas, haciendo circular una corriente KCN libre de aire constató, al cabo de tres días, una ligera corrosión en el lado opuestos al de la incidencia del flujo; después de otros tres días, la partícula de oro había sido reducida a la mitad ver Fig. N° 1.2.

La explicación esquemática de este fenómeno se facilita mediante el gráfico de la **Fig. N° 1.3**; la reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación del oro en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones

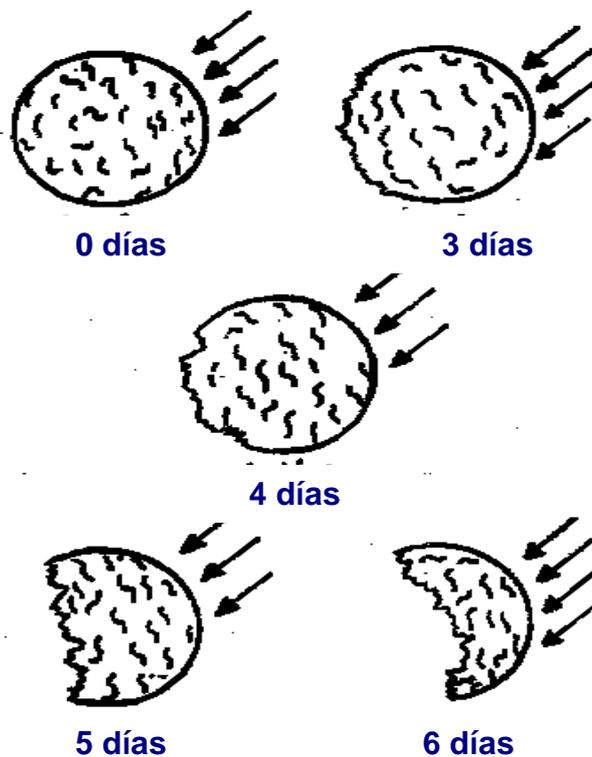
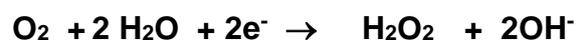


Figura N° 1.2 .- Ilustración de la naturaleza electroquímica de la disolución de partículas de oro (120 u diam.) en KCN en presencia de oxígeno. Las flechas indican la dirección del flujo de oxígeno (Thompson, 1947)



El experimento demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro. La capa límite de Nernst, situada entre ambas fases, tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación.

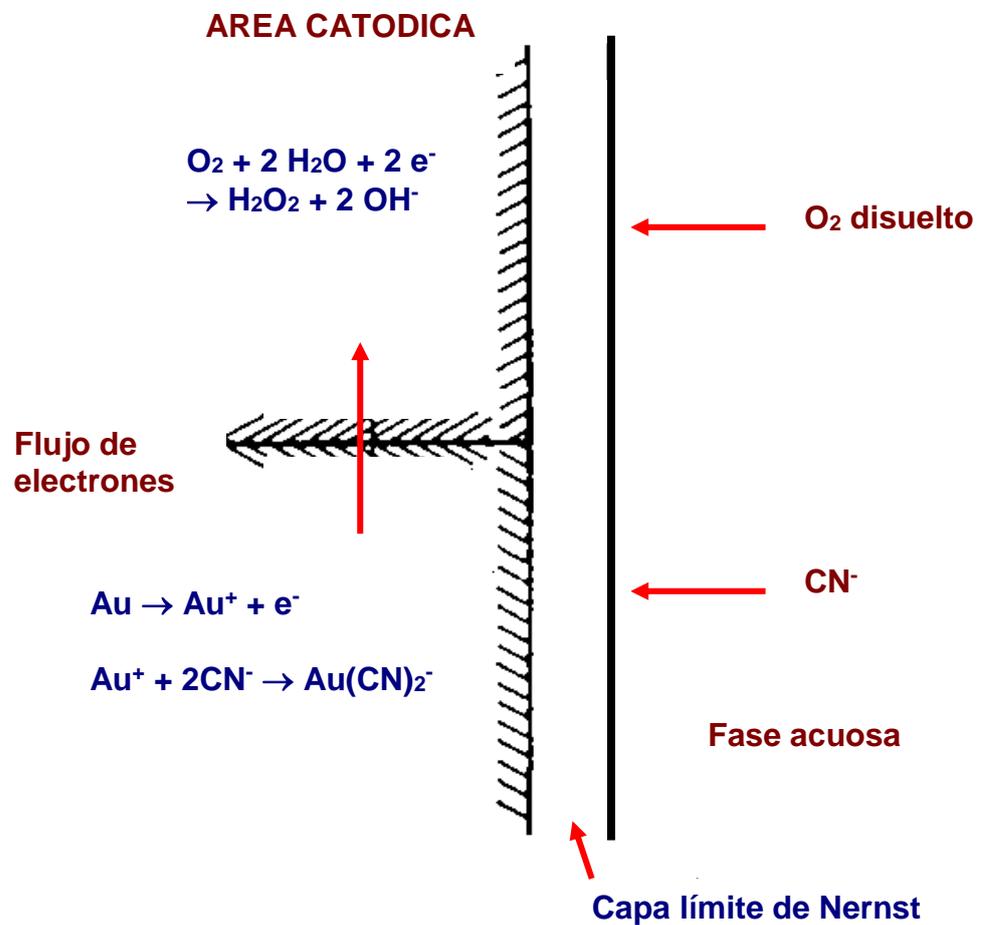


Figura Nº 1.3 .-Representación esquemática de la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica.

1.1.3.1 Cinética de la Reacción

Como el tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es, en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante) es importante identificar a ésta para incrementar su rapidez.

Una reacción físico-química en la cual se hallan involucradas una fase sólida con otra líquida se consume en las cinco etapas siguientes:

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

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

La cianuración está gobernada por las leyes de Fick, expresada matemáticamente de la siguiente manera:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} ([O_2] - [O_2]_s)$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} ([CN^-] - [CN^-]_s)$$

Donde:

$$\frac{d(O_2)}{dt}, \frac{d(CN^-)}{dt} = \text{Velocidades de difusión de } O_2 \text{ y } CN^- \text{ (moles /lt)}$$

D_{O_2}, D_{CN^-} = Coeficientes de difusión (cm^2/seg)

A_1, A_2 = Superficies anódica y catódica (cm^2 /seg)

δ = Ancho de la capa límite de Nernst (cm)

$[O_2], [CN^-]$ = Concentración de oxígeno y cianuro en la solución

$[O_2]_s, [CN^-]_s$ = Concentración de oxígeno y cianuro en la solución

Si en las dos anteriores ecuaciones se considera que la reacción química es muy rápida, se tiene $[O_2]_s = [CN^-]_s = 0$. Si se acepta asimismo que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene la siguiente igualdad:

$$2D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} [O_2] = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} [CN^-]$$

Se debe tener en cuenta, además, que el área total es $A = A_1 + A_2$. Resolviendo este sistema de ecuaciones se deduce que la velocidad de cianuración es:

$$V = \frac{2 A D_{CN^-} D_{O_2} [CN^-] [O_2]}{\delta (D_{CN^-} [CN^-] + 4 D_{O_2} [O_2])}$$

Obtenida esta ecuación se deben considerar dos posibilidades; cuando las concentraciones de cianuro son bajas, el primer término

del denominador es despreciable respecto del segundo, con lo cual de la expresión anterior se tiene:

$$V = \frac{1}{2} D_{\text{CN}^-} \frac{A}{\delta} [\text{CN}^-] \qquad V = k_1 [\text{CN}^-]$$

Por lo tanto, en estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración de cianuro, hecho que ha sido comprobado experimentalmente. La segunda posibilidad es que las concentraciones de este compuesto sean altas. En este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto del primero, por lo que la ecuación se convierte en:

$$V = 2 D_{\text{O}_2} \frac{A}{\delta} [\text{O}_2] \qquad V = k_2 [\text{O}_2]$$

Esto significa que, a altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Los experimentos han corroborado también esta previsión teórica.

Para hallar el límite en el cual él predomina de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la velocidad de lixiviación, se debe volver a la ecuación general. Cuando dicha ecuación se cumple:

$$D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] = 4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2] \text{ o, lo que es lo mismo, } \frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}}$$

Si se asume que: $\frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}} = 1.5$

se determina que el límite referido se alcanza cuando: $\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 6$

Los valores encontrados en las experiencias de laboratorio varían de 4.6 a 7.4, por lo que aquel obtenido en el cálculo teórico se considera representativo.

Se ha hecho evidente, a lo largo de toda la demostración anterior que es importante conocer la cantidad de oxígeno disuelto durante la cianuración. Como esta cantidad varía con la altitud y la temperatura a las que se realiza el experimento, se ha insertado el gráfico de la **Fig. N°1.4** en el cual se dan valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas.

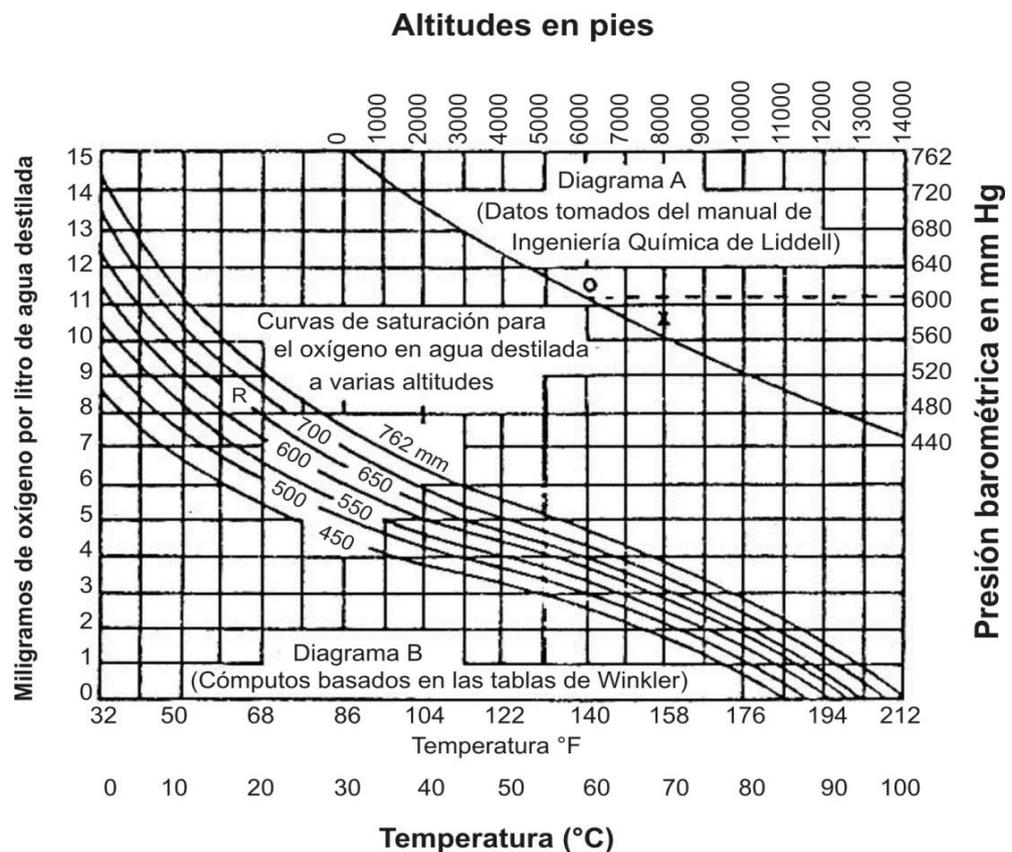


FIGURA N° 1.4 .- valores máximos de saturación en oxígeno de las soluciones a diferentes altitudes y temperaturas

1.1.3.2 Efectos Aceleradores y Retardadores

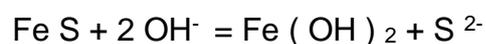
Haden investigó por primera vez, en 1938, el efecto de otros elementos que aceleran la disolución de oro en el cianuro, más tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de sales de plomo y mercurio aceleran el proceso. Otros aún determinaron que sales de bismuto y talio producían el mismo efecto.

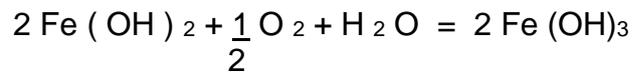
Este puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nernst al disminuir el espesor de la misma, acelerando, por tanto, el proceso ya que, como se dijo, la etapa que controla el mecanismo de la cianuración es la difusión. En cambio se pudo comprobar que aumentando las cantidades de plomo se lograba retardar el proceso. Tal fenómeno de retardación en la cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes como Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} y Ba^{2+} , siendo los dos últimos efectivos a valores altos de alcalinidad.

Según lo propuesto por HABASHI el efecto de retardación sería imputable a una o más de las siguientes causas:

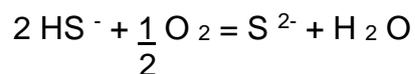
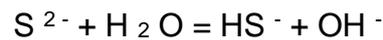
i). Consumo de Oxígeno de la Disolución

La presencia de oxígeno influye, como ya se ha visto, sobre la disolución puesto que su consumo la retarda. Así por ejemplo, si la mena contiene pirrotita, esta se descompone fácilmente formando hidróxidos ferrosos que posteriormente se oxidan con el oxígeno:





y el ion azufre, al oxidarse también, produce tiosulfatos y polisulfuros:



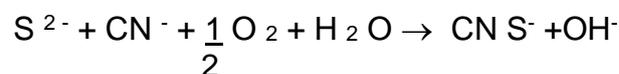
ii) Consumo de Cianuro Libre

Se debe a factores tales como:

Formación de complejos cianurados a partir de iones solubles.



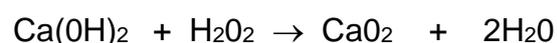
Generación de tiocianatos a partir de los iones azufre liberados de los sulfuros solubles.



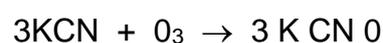
Formación de capas delgadas sobre la superficie del metal, que evitan su disolución a causa de:

a. La producción de un sulfuroso insoluble sobre las superficies de las partículas de oro, en presencia de otros sulfuros.

b. La deposición de peróxido; así el de calcio, resultante de la descomposición del hidróxido del mismo a pH superiores a 11.3 según la siguiente reacción:



c. La generación de óxidos como el de oro, insoluble, en presencia de ozono, el cual también ataca al cianuro de potasio oxidándole:

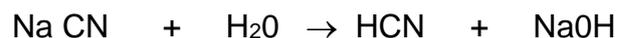


d. La aparición de cianuros insolubles, como en el caso de la reacción del plomo con el cianuro libre que forma una capa insoluble de $\text{Pb}(\text{CN})_2$

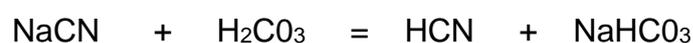
e. La presencia de xantato en el mineral flotado que da lugar a la aparición de una capa de xantato aúrico insoluble que evita la disolución del oro.

iii) Descomposición de las Soluciones de Cianuro

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



El grado al cual esta hidrólisis produce en soluciones de cianuros comerciales en agua depende primeramente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable. En ausencia de álcali libre, la hidrólisis puede ser retardada por la adición de cal. En la práctica la adición de cal a una pulpa de cianuro es prácticamente universal, no solo para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral el cual de otro modo liberaría ácido cianhídrico. Otro factor que afecte a la descomposición de las soluciones de cianuro es la presencia de dióxido de carbono en el aire. El ácido carbónico que es el más fuerte que el ácido cianhídrico descompone las soluciones como sigue:



Esta reacción también puede evitarse por el uso de cal y otros álcalis. Tales álcalis mantienen la alcalinidad de la solución y reaccionan con el óxido de carbono para formar compuestos inofensivos como el carbonato de calcio.

Los resultados de esta prueba mostrados en el **CUADRO N°1.1**, demuestran el efecto de la alcalinidad sobre la pérdida de cianuro por hidrólisis y por la acción del dióxido de carbono del aire.

CUADRO N° 1.1

EFFECTO DE LA CAL SOBRE LA PERDIDA DE CIANURO				
	SIN CAL		CON CAL	
	Inicial	Después de 6 horas	Inicial	Después de 6 horas.
NaCN%	0.051	0.034	0.051	0.051
CaO%	0.001	0.0005	0.061	0.015
Ph	10.2	9.07	11.6	11.2
Pérdida de NaCN (lb/ton)		0.34		Nada

CUADRO N° 1.2

**SOLUBILIDAD DE MINERALES DE DISTINTOS METALES EN
SOLUCIONES CIANURADAS**
(Extraído de F. Habashi)

Oro	Calaverita	Rápidamente Soluble	JOHNSTON (1933)
Plata	Argentita Cerargirita Proustita Pirargirita	Rápidamente soluble Moderadamente soluble	LEAVER WOOLF y KARCHMER (1931)
Cobre	Azurita Malaquita Calcocita Cuprita Bornita Enargita Tetraedrita Crisocola Calcopirita	94,5 90,2 90,2 85,5 70,0 65,8 21,9 11,8 5,6	LEAVER y WOOLF (1931)
Zinc	Smithsonita Zincita Hidrozinca Franklinita Esfalerita Hemimorfita Willemita Willomita	40,2 35,2 35,1 20,2 18,4 13,4 13,1	LEAVER y WOOLF (1931)
Hierro	Pirrotita Pirita Hematita Magnetita Siderita	Rápidamente soluble Moderadamente soluble Prácticamente Insoluble	HEDLEY y TABACHNICK (1958)
Arsénico	Oropimente Rejalgar Arsenopirita	73,0 9,4 0,9	
Antimonio	Estibina	21,1	
Plomo	Galena	Soluble a alta Alcalinidad	LEMMON (1940)

1.2 Métodos de Cianuración

De los procesos empleados para la extracción del oro y la plata de los minerales, el de mayor uso es la cianuración. Al disolverse el oro con el cianuro sobre la base de los mecanismos Físico químicos mencionados en (1.1).

De acuerdo al método cianuración a emplearse, se clasifican:
Cianuración Dinámica o Agitación.

- Cianuración Estática o Percolación.
- A continuación se detallan estos procesos.

1.2.1 Cianuración Dinámica o Agitación

Los procesos de cianuración dinámica o agitación son empleados generalmente para minerales de oro de alta ley (> 1 oz Au/TC), donde el costo de operación es elevado, debido a que se emplean etapas de Chancado, Molienda y Agitación, incrementándose el consumo energético a niveles donde puede resultar antieconómico para leyes bajas de oro.

Los tanques agitadores pueden ser mecánicos o neumáticos, un estudio adicional indicaría la selección del tanque agitador. En la actualidad se recomienda el uso de los tanques agitadores mecánicos para producir una agitación más eficiente que los neumáticos.

De acuerdo a como se extrae el oro disuelto de la solución cosecha, los procesos de cianuración por agitación se clasifican:

- Cianuración Convencional.
- Cianuración con Carbón en Pulpa (CIP).
- Cianuración con Carbón en Lixiviación (CIL).

A continuación se detallan estos procesos.

1.2.1.1 Cianuración por Agitación Convencional

Es un método eficiente para el tratamiento de minerales de Oro y Plata por cianuración, y si bien los nuevos procesos puestos en práctica requieren menor control en varias etapas, el método convencional es todavía preferido por gran cantidad de empresas mineras, el proceso consiste en:

Molienda y Clasificación.- el mineral triturado en seco (2 ó 3 etapas) es alimentado al circuito de molienda en circuito cerrado con el propósito de moler las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción del cianuro que se agrega desde esta etapa (se logran extracciones de 30 a 85%).

Espesamiento Primario y Lixiviación.- La pulpa obtenida de molienda se sedimenta en un espesador llamado primario del cual se obtiene la solución rica (pregnant) que se envía a precipitación y la descarga espesada que se envía a lixiviación. La lixiviación se realiza en 3 agitadores a 30-50% sólidos con adición de aire y con un tiempo de retención de hasta 48 horas; los agitadores pueden ser mecánicos (Dorr) con hélices o rastrillos o verticales con agitación únicamente por aire comprimido (Brown o Pachuca), el número mínimo es 3 para evitar el corto - circuito del material durante la

lixiviación.

Decantación Continua en Contra Corriente.- La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado para recuperar todos los valores disueltos, el método más eficiente consiste en espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 ó 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que la pulpa y la solución circulen en sentidos contrarios, enriqueciéndose la solución y empobreciéndose la pulpa en contenido valioso, de allí el nombre de Decantación Continua en Contracorriente (CCD). La pulpa sedimentada del último espesador constituye el relave lavado y la solución o rebose del primer espesador sé recircula a molienda; la eficiencia de lavado en CCD es superior al 99%, dependiendo del número de etapas.

Precipitación y Refinación.- La solución pregnant obtenida del espesador primario se envía a precipitación continua con polvo de zinc según el proceso Merrill-Crowe; primeramente la solución es clarificada en filtros de hojas y/o con camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la deareación (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío, reduciendo el contenido de oxígeno de 5-6 ppm a 0.5 ppm con un vacío de 22" Hg (esto es una presión absoluta de 0.25atm); La solución deareada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino (-200 ó -325 mesh), recuperándose el precipitado de oro-plata en filtros prensa.

El precipitado obtenido se seca y se funde con bórax, carbonato de sodio y sílice para reducirlo a bullón que contiene 10-15 % de impurezas (Zn, Cu, Pb) y el resto oro y plata; Si la ley de plata no es alta, el bullón puede enriquecerse lavando previamente el precipitado con ácido para eliminar la plata, zinc y otras impurezas; posteriormente varios bullones (doré) se funden en lingotes y se envían a refinación electrolítica.

1.2.1.2 Métodos Empleando el Carbón Activado en Pulpa

En los últimos años se ha desarrollado el uso del carbón activado para recuperar principalmente oro a partir de soluciones de cianuro. El carbón activado absorbe el oro de la solución rica.

Durante el proceso de cianuración por agitación se adiciona el carbón activado a la pulpa en agitación con la finalidad de que se produzca la adsorción del oro dentro del tanque de agitación. De acuerdo a la forma de adición del carbón el proceso se clasifica en:

- Carbón en Pulpa (CIP)
- Carbón en Lixiviación (CIL)

1.2.1.2.1 Carbón en Pulpa (CIP)

Proceso que consiste en una primera etapa de cianuración y una segunda etapa de adsorción con el carbón en pulpa. El objetivo de este proceso es que en la primera etapa se obtiene la máxima extracción del oro y plata para luego complementarlos con la adsorción en tanques agitadores cuya velocidad (r.p.m.) es menor a los agitadores empleados en la cianuración, evitando que el carbón

se deteriore por la fuerte adsorción, producida por la agitación.

1.2.1.2.2 Carbón en Lixiviación (CIL)

En este proceso se adiciona el carbón activado junto con el cianuro produciéndose en forma paralela la disolución y adsorción del oro y la plata de las soluciones.

Este método se usa cuando el mineral posee minerales carbonaceos, que pueden producir durante la operación el efecto "Robing" que es adsorción del oro y la plata de las soluciones por los materiales carbonaceos provenientes del mineral.

1.2.2 Cianuración Estática o Percolación

La cianuración estática o Percolación se puede aplicar para minerales acumulados o en montones que se encuentran previamente chancado a tamaños gruesos (1/2" - 2"), donde la solución cianurante se alimentará usando aspersores o tuberías perforadas. Es aplicable para minerales con bajos contenidos de oro, por tener un costo de operación inferior al de agitación. De acuerdo a como se apliquen este proceso se puede clasificar:

- Cianuración en pilas (Heap Leaching)
- Cianuración en Vats ó Tinas
- Cianuración In Situ

1.2.2.1 Cianuración en Pilas (Heap Leaching)

La lixiviación en pilas (heap-leaching), en botadores o desmontes de mina (dump- Leaching) y en la misma mina (in Situ Leaching), han cobrado en la última década un auge inusitado en la

metalurgia del oro.

Se tratará en mayor detalle la lixiviación en pilas por ser el procedimiento más común, en la actualidad y probablemente el de mayor eficiencia. A diferencia de la lixiviación en montones (dump) e in Situ, donde no se efectúa ninguna preparación especial del mineral ni del piso, la lixiviación en pilas se realiza con mineral triturado hasta 1/2" aproximadamente (el rango de trabajo va desde 1/4" hasta 1-1/2", según el tipo de mineral, y apilado en forma conveniente sobre un piso impermeabilizado (pad) que tiene una pendiente apropiada (2-5%) para la recolección de la solución. La pila es rociada con solución de cianuro por medio de aspersores, esta solución percola a través del mineral apilado disolviendo los valores de oro y plata, y es recuperada como solución pregnant (rica) en el pad y luego en una poza de recolección; de allí se envía al sistema de recuperación, que puede ser convencional con polvo de zinc o columna de carbón activado (CIC); la solución barren (pobre) se regenera el contenido de cianuro, cal y se recircula a lixiviación.

Para la aplicación del método de lixiviación en pilas el mineral debe ser adecuado y reunir características como porosidad (los minerales oxidados son los más usuales), contenido de oro libre (asequible por la solución de cianuro a través de los poros) y naturalmente un bajo contenido de impurezas y cianicidas (especialmente impurezas como la pirrotita que consumen el

oxígeno de la solución, el cual es menos abundante en la percolación de pilas de mediano y gran tamaño)

El contenido de finos en el mineral, evidentemente nocivo al proceso por la formación de zonas impermeables durante la lixiviación y fenómenos de canalización de la solución, merece actualmente una descripción aparte. Se acostumbra homogeneizar el mineral (gruesos y finos) con agua o solución de cianuro a manera de curado, antes de la carga de la pila de mineral (más de 5% de finos se consideraba nocivo); pero en la actualidad se ha disminuido considerablemente este problema por aglomeración o peletización del mineral con cal y cemento Portland (3-40 kg./TM según el tipo de mineral) con lo que se logra formar trozos compactos y resistentes al apilamiento, pero a la vez permeables a la solución; existen por lo tanto en la actualidad un mayor número de minerales dóciles a este tipo de tratamiento, y hasta es posible el tratamiento de relaves sin necesidad de separar las fracciones finas previamente.

Debido a la eliminación de etapas costosas como la molienda, agitación y espesamiento, el método heap-leaching es sustancialmente más económico que los métodos tradicionales de tratamiento continuo, y si bien las recuperaciones no son tan altas (60 a 80%) los costos de operación pueden ser tan bajos como \$5/TM en minerales adecuados; de esta manera es posible el tratamiento de grandes tonelajes de mineral (hasta 10,000 TM/día en USA) de baja ley (0.03 -0.10 onz./TC).

Diseño del Pad

El pad de lixiviación debe ser impermeable a la solución de cianuro. Debe ser construido de manera que la solución que percal a través de la pila sea colectada en un punto central, de donde luego fluye al primero de los 3 tanques (repertorios) de almacenamiento de solución. Los repertorios son conocidos como, repertorios de la solución impregnada, repertorio de la solución barren y repertorio del "Overflow".

Un pad impermeable es requerido para colectar la solución impregnada. Esto elimina la posibilidad de pérdida de soluciones de cianuro de oro y plata por la base que pueda contaminar algunas corrientes o agua del subsuelo.

La impermeabilización del pad es:

Los materiales usados para el pad impermeable incluye:

- 1.** Plástico o jebe tendido en un área plana y cubierto con una capa de arena lavada y grava pequeña.
- 2.** Residuos o relaves compactados con bentonita.
- 3.** Asfalto colocado sobre grava compactada y cubierta con un sellador de asfalto.
- 4.** Concreto reforzado.
- 5.** Arcilla.

El procedimiento, paso por paso para la construcción del pad, para una operación de lixiviación en pilas se describe a continuación:

- 1.** Seleccionar el lugar para el pad sobre un terreno firme.

2. Nivelar el lugar dando la gradiente respectiva usando material apropiado.

3. Con un nivelador, compactar el área del pad tanto como sea posible. A un lado del pad, acondicionar el respectivo drenaje de al menos 1 pie a 3 pies por 100 pies de longitud de pad.

4. Al lado del pad donde ha sido provisto el drenaje preparar 3 reservorios de almacenamiento. Cada uno debería tener 20 pies por 40 pies por 10 pies de profundidad. El primer reservorio (solución impregnada) debería ser ubicado a una altura 10 pies de la base del pad, sobre el lado donde el drenaje ha sido provisto.

El segundo reservorio (solución barren) debería estar a 10 pies del primer reservorio y el tercer reservorio (solución overflow) debería estar a 10 pies del segundo reservorio.

5. Cubrir el área del pad con 4 - 6" de arena fina y grava pequeña. También en forma similar cubrir cada uno de los reservorios, esto evita que se haga hueco la hoja de plástico requerida.

6. Tallar el pad en una línea diagonal central de ese modo se prepara una senda para drenar las soluciones hacia el lado del drenaje del pad.

7. Preparar una berma de aproximadamente 2 pies de alto que encierre al pad completamente.

8. Una vez que la base del pad ha sido compactada y tenga la inclinación o pendiente adecuada, se cubre con un plástico hypalon. Se instala un tubo de drenaje a través del plástico y ya hacia el

reservorio de solución impregnada.

9. Cubrir el plástico que está en la base del pad con 4 - 6" de área.

Esto evita que se perfora las hojas de plástico con mineral grueso y de forma angular que pueda ser apilado sobre el plástico.

10. Cubrir las bases y lados de los 3 reservorios con plástico hypalon.

11. Desde que se usa una solución de cianuro. El área entera de lixiviación es cercada para restringir el acceso, avisos de advertencias alrededor del pad y todos los reservorios serán colocados.

Después del último paso, el pad estará listo para ser cargado el mineral. Un diseño detallado del pad es presentado en la página sgte. Además del pad y los reservorios de solución, las operaciones de lixiviación requieren un sistema de alimentación de solución lixivante y una serie de columnas de carbón (Sí el método de adsorción con carbón activado de recuperación de oro / plata es usado).

Preparación del Mineral

La mayor parte de minerales requieren una preparación especial antes de ser lixiviados en pila. Algunos son naturalmente permeables a las soluciones de lixiviación, pero la mayoría no lo son y tienen que ser chancados o triturados antes de ser colocados en el pad. Generalmente cuanto más fino se tritura el mineral mayor será la extracción de oro y plata durante la lixiviación. Algunas pilas se

impermeabilizan cuando el mineral se tritura a fino. Durante el chancado se debe agregar y mezclar cal. Un alimentador de reactivo secos (tales como los fabricados por la Denver Equipment Co; Baterman Ltd, FMC, Corp. Etc.) es un medio muy eficiente de agregar cal mientras se está moliendo el mineral. La cal debe ser agregada al mineral antes de descargarlo sobre la cama de lixiviación y no debe agregarse en capas, pues esto podría impermeabilizar el mineral.

Las pruebas de mineral deben revelar la cantidad de cal necesaria para el control de pH. Generalmente se requiere de 3 a 5 libras de cal /TM de mineral. Si no se agrega cal mientras se chanca el mineral, debe prepararse una solución de lechada de cal y circularlos a través de la cama antes de disolver el cianuro en la solución. Esto se hace para prevenir que la solución se vuelva ácida por el mineral.

Para preparar la solución de cal, se usa un tambor de 55 galones con un hueco cortado aproximadamente a 2/3 partes de distancia del fondo. Si se desea, pueda insertarse una manguera dentro del hueco. 100 libras de cal se colocan en el fondo del barril el cual luego se llenan con agua. Una vez que el cianuro está suelto, se agrega directamente al tanque de solución estéril. La cantidad requerida de cianuro se determina durante la prueba de laboratorio.

La manipulación y el uso del cianuro pueden ser peligrosos para la salud. Los trabajadores que manipulen cianuro deben de ser

entrenados para enfrentar los peligros mientras manipulen el cianuro, el polvo puede ser ingerido y sólo 20 g. de cianuro de sodio pueden ser mortales para el ser humano. La oficina de impresos del gobierno de los Estados Unidos distribuye una publicación titulada "Criteria Ford Recommended Standard Occupational Exposure to Hydrogen Cyanide and Cyanide Salts" la cual se recomienda a todos los que están expuestos a estos productos.

Algunos de los minerales más difíciles de tratar con éxito con los métodos de lixiviación en pilas son los que contienen arcillas o finos que a veces se generan durante el chancado. Estos constituyentes demoran la percolación de las soluciones de lixiviación, pueden causar canalización o producir áreas no lixiviadas; pueden causar dentro de la pila extracción pobre o en caso de los extremos; en escurrimientos a los lados de la pila.

La aglomeración del mineral chancado para producir un material poroso y uniforme es un método potencialmente factible para tratar los problemas mencionados anteriormente. La aglomeración consiste en:

- 1.** Chancar el mineral.
- 2.** Añadir cemento Portland de 10 a 15 lb/TM del mineral y mezclar bien.
- 3.** agregar agua o soluciones de cianuro a la mezcla en cantidad suficiente para producir el aglomerado del mineral (es decir aproximadamente 10% de agua por peso).

4. El mineral aglomerado se debe someter a un periodo de curado durante 24 a 48 horas.

Carguio del Mineral

El carguío del mineral es controlado en su mayor parte, por la naturaleza del mineral. Básicamente, una pila de mineral parece una pirámide truncada de 10 - 30 pies de altura. Una pila (montón) puede comprender menores variaciones y el lecho de lixiviación no tiene que ser construida sobre la superficie del terreno.

El tonelaje del mineral que va ha ser lixiviado puede variar entre 5,000 y 2'000,000 toneladas. La altura de la pila depende de factores tales como permeabilidad fuerza de cianuro y contenido de oxígeno. El oxígeno disuelto debe permanecer en la solución de lixiviación hasta que haya percolado al fondo de la pila. Cuando la pila es demasiado alta o demasiado gruesa, él oxígeno disuelto puede ser consumido antes de que la solución pueda penetrar a las secciones más bajo. Así mismo la altura de la pila depende usualmente de la máxima altura alcanzada por la cuchara de un cargador frontal.

Se recomienda un cargador frontal con llantas de caucho o un camión volquete para cargar el mineral chancado sobre el lecho de lixiviación en pila. El mineral cargado de esta manera permanece homogéneo. Sin embargo, cuando se carga el mineral sobre el lecho con transportador, puede ocurrir una clasificación natural del mismo.

Los finos tienden a concentrarse en los declives inferiores y en

la base de la pila. Con mineral cargado con un transportador, la solución de lixiviación tiende a localizarse en las áreas que tienen buenas características filtrantes (es decir el material grueso); así, la solución puede penetrar en áreas de mala permeabilidad (es decir los finos).

Después de que el mineral molido ha sido cargado sobre el lecho de lixiviación, se nivelan las pilas de mineral. Para una pila grande, puede usarse un buldozer con rastrillo para nivelar las cimas de las pilas. Para una pila pequeña el mineral puede nivelarse a mano con pala y rastrillo.

Sistema de Rociado

Una vez que el mineral ha sido nivelado se instala un sistema de rociado para distribuir la solución de cianuro sobre la pila. Por medio del rociado, el oxígeno necesario penetra en la solución.

El sistema de rociado puede consistir en un tubo de PVC con huecos perforados en él, o en regaderas, rociadores de plástico, o rociadores tipos de agua, no se debe usar equipos de cobre o bronce porque son corroídos por el cianuro. En algunos casos, especialmente cuando la percolación a través de la pila es lenta se forman lagunas encima de las pilas para distribuir la solución de lixiviación. Las velocidades típicas para aplicación del lixivante van de 4 a 75 galones /pie cuadrado de área de superficie por día. Una vez que el sistema de rociado, los tres tanques de solución y las columnas de carbón han sido construidos, se prueba todo el circuito

de lixiviación llenando los tanques de solución estéril con agua y bombeándola sobre la pila, permitiendo que fluya dentro del tanque de solución fértil, atraviese las columnas de carbón y regrese al tanque de solución estéril. Si hay fugas en el sistema, deberán repararse y hacerse otra prueba con agua. Después que el sistema ha sido revisado, puede comenzar la verdadera operación de lixiviación en pila.

1.2.2.2 Cianuración en Tinas (Vat Leaching)

El mineral chancado o aglomerado previamente se deposita en tinas donde posteriormente se inunda con soluciones cianurantes, para luego ser evacuadas hacia columnas de adsorción con carbón activado y la solución residual es reactivada con cianuro y cal, retornando a la tina, predicándose un circuito cerrado.

1.2.2.3 Cianuración in Situ

Si las condiciones de permeabilidad de la roca de la mina permiten realizar la cianuración del oro y la plata, sin necesidad de romper y evacuar los minerales; a éste proceso se denomina Cianuración In Situ. Donde el costo de tratamiento es relativamente bajo comparado con otros procesos, teniendo mucho cuidado en la recuperación del oro y la plata.

1.2.3 Recuperación del Oro de las Soluciones Lixiviantes

Los procesos que se emplean para recuperar el oro de las soluciones cosecha, son:

Con polvo de Zinc (Merrill Crowe)

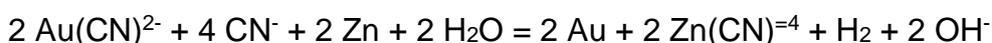
Columnas de Carbón Activado (CIC)

A continuación se detallan estos procesos:

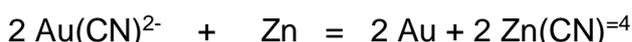
1.2.3.1 Método del Polvo de Zinc (Merrill Crowe)

El fundamento del uso del zinc como precipitante se basa en que el oro y la plata se encuentran en el extremo opuesto al zinc en la serie electromotriz, y son por tanto desplazados electroquímicamente por éste de las soluciones cianuradas.

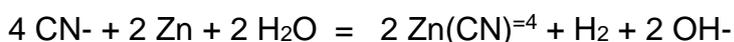
Adicionalmente la formación del complejo $Zn(CN)_4^{=4}$ ocurre con gran facilidad, permitiendo la completa sustitución del oro y la plata de sus complejos cianurados.



En ella se pueden diferenciar las etapas de reemplazamiento electroquímico del oro por el zinc.



La disolución del zinc por acción del cianuro:



La reacción explica perfectamente los siguientes hechos, observados en la práctica:

1. Incremento de la alcalinidad después de la precipitación y evolución del hidrógeno gaseoso.
2. La presencia de cianuro libre favorece la precipitación.
3. La presencia de oxígeno disuelto disminuye la eficiencia de precipitación.

En el proceso de Merrill Crowe las soluciones son previamente clarificadas, para luego ser desoxigenadas en un tanque de vacío e inmediatamente precipitados con polvo de zinc (100% - 200 mallas) y filtradas para recuperar el precipitado que es posteriormente fundido y refinado de las impurezas como cobre, plomo, antimonio, bismuto, arsénico, telurio y el zinc residual.

El uso de sales de plomo en la precipitación es también benéfico, ya que la formación de un activo par galvánico plomo-zinc acelera la precipitación y eleva la eficiencia del proceso.

1.2.3.2 Columnas de Carbón Activado (CIC)

La aplicación de las columnas de carbón activado es recomendable cuando se obtiene oro en soluciones claras de cianuro de procesos de Heap Leaching, o donde se emplean espesados. La aplicación de las columnas de carbón depende de la cantidad de plata disuelta que se tiene en solución, si la proporción es menor a 2:1 con respecto al oro, se emplea las columnas, de lo contrario no es recomendable ya que las columnas se saturarían de plata reduciéndose la eficiencia de adsorción del oro. El diseño del número de columnas a emplearse depende de la ley del mineral de cabeza y del porcentaje de extracción del oro en la cianuración, normalmente se considera que la relación del diámetro de la columna a la altura debe ser de 3:1 considerándose un 20% como porcentaje de vacío.

La instalación de las columnas se debe realizar en lo posible

aprovechando la gravedad para el desplazamiento de las soluciones a alimentarse o del contrario se debe instalar una bomba, para servir de apoyo a las columnas de carbón activado.

1.3 Métodos de Desorción del Carbón Activado Cargado

La desorción consiste en la extracción del oro y la plata absorbida sobre el carbón activado. Hay varios métodos de desorción y a continuación mencionamos las más importantes:

1. Método Zadra

Utiliza como eluente una solución de cianuro alcalino (1.0% NaOH + 0.10% NaCN) caliente (90 a 93°C) a presión atmosférica, el oro y la plata son eluidos satisfactoriamente en 50 horas aproximadamente dependiendo de la carga del carbón.

2. Método Zadra Modificada

Utiliza como eluente la misma solución anterior diferenciándose en que este proceso necesita una presión de 75 lb/pulg cuadrada y una temperatura mayor (110 - 180°C), reduciéndose el tiempo de tratamiento a 8 horas

3. Método de Hein (Alcohol)

Establece una modificación del fluente de cianuro alcalino (1,0% NaOH + 0.1% NaCN) por la adición de 20% en volumen de alcohol (etano, metanol) soluble en agua. Los resultados muestran la eficiencia de la desorción de oro y plata, 99% de estos valores puede ser eluido en 6.8 horas a 80°C, comparando a las 50 horas sin la adición de alcohol.

4. Método del Sulfuro de Sodio.

Esta técnica no es aplicable a carbones que contienen plata como el sulfuro de plata insoluble es precipitado en los poros del carbón y es también retenido. El oro puede ser eluido eficientemente con la solución caliente de sulfuro de sodio a 93°C.

Hay varios métodos más que no se mencionan en este trabajo.

Las unidades de desorción y electrodeposición trabajan por lo general en circuito cerrado, en la que la solución del eluente es bombeada de abajo hacia arriba del lecho del carbón cargado, y el eluente conteniendo el oro y la plata va a las celdas electrolíticas adecuadas que tiene ánodo de acero inoxidable y un cátodo permeable que contiene lana de acero. El oro y la plata eluidos son removidos del eluente por electrodeposición tan rápidamente como ellos son desorbidos desde el carbón, el eluente barren es reciclado al circuito de desorción. Finalmente el oro y la plata son recuperados por fusión de la lana a bullón.

Desorcion Practica

La selección del método de desorción del carbón depende de las condiciones de la plata. En plantas pequeñas la desorción atmosférica es buena, requiere menos equipos con bajo capital y costo de operación. En cambio en plantas donde el tonelaje sea grande, se requiere que el tiempo de tratamiento sea corto (6 -10 horas) la desorción a presión con cianuro cáustico, alcohol o la angloamericana son las adecuadas. Cuando uno se decide por el

sistema del alcohol se debe tener especial cuidado en el diseño para la recuperación del vapor y sistemas de control por los peligros de incendio y accidentes.

Durante la desorción a veces es necesario sangrar la solución para evitar que suba las concentraciones de los iones metálicos tales como cobre, zinc y otros. De allí la importancia del control de las soluciones de reextracción para su regulación de tal manera que no interfiera en la electrólisis.

1.4 Electrodeposición

Las celdas Zadra se han usado en las primeras plantas son eficientes cuando son instaladas adecuadamente, el oro y la plata son depositados en el cátodo cilíndrico de lana de acero.

Las celdas rectangulares fueron desarrolladas para pequeñas operaciones, requieren de menor espacio en el piso y los cátodos pueden ser movidos sin parar el circuito. Estas celdas tienen un problema por la fácil ocurrencia de cortos circuitos.

La densidad de los cátodos de lana de acero varía de 0.5 - 1.0 lb/pie³. La electrorefinación de oro se efectúan a partir de ánodos fundidos con los bullones obtenidos de los procesos anteriores.

El proceso Wohlwill es el método más conocido para la electrorefinación del oro, en este caso se emplean ánodos que contengan 94% Au como mínimo, siendo la mayor parte del resto, es decir, 6% contenido por Ag. Si la plata es superior a esta cantidad es mejor refinarla por el proceso Moebias o por el Thum.

El proceso Wohlwill se basa fundamentalmente en la electrólisis de ánodos de oro impuro en una solución ácida caliente de cloruro de oro. El oro, cobre plomo, platino y paladio se disuelven anódicamente, mientras que la plata, iridio, sodio y selenio permanecen en los lodos.

En la electrorefinación de la plata en las celdas tipo Moebius la plata se deposita en cátodos verticales de acero inoxidable en forma de cristales poco adherentes, mientras que el oro se recoge en los lodos anódicos. Los ánodos se introducen en bolsas de lana con el objeto de que los lodos no contaminen la plata depositada. El electrólito está constituido por una solución de nitrato de plata que tiene una concentración de 15 a 60 g/l de AgNO_3 y 40 g/l de Cu.

Entre los ánodos y los cátodos se encuentran raspadores mecánicos que agitan el electrólito y desprenden los cristales de plata depositados. En las bolsas se recogen los lodos que contienen Au, Pt y otros. Estos lodos se lavan, se secan, se funden en ánodos y se refinan por el proceso Wohlwill.

Las celdas de THUM o BALBACH, que son el otro proceso para la electrorefinación de plata. Están constituidas por un cátodo de plancha de grafito o de carbón que recubre horizontalmente el fondo de la celda. Encima del cátodo en un soporte tipo cesto descansan horizontalmente los ánodos de bullón, el cesto y debajo de los ánodos se coloca una lona que hace de diafragma y evita que los lodos caigan sobre la plata depositada en el cátodo. La plata

depositada se separa periódicamente con un raspador. En general el proceso Moebius requiere menor superficie y una cantidad inferior de energía por unidad de plata producida, además de consumir menos ácido nítrico que el Thum: En la celda de Thum los ánodos se consumen totalmente

1.5 Fundición y Refinación

Los procesos de desorción y electrodeposición nos da como producto un cemento de oro, plata y otras impurezas (cobre, sílice, plomo, hierro, etc.), las cuales son sometidas al proceso de fundición, las cuales consisten:

- Se realiza el secado del cemento.
- Se mezcla con carbonato de sodio y bórax para limpiar las impurezas y una pequeña cantidad de sílice para limpiar el hierro.
- Se realiza la fundición en un crisol a una temperatura superior a los 1000^o C.
- Después de 1 hora, se realiza la colada del fundido en unos moldes de forma rectangular para 10 Kg. de metal, obteniéndose el bullón de oro.
- El bullón es sometido a la etapa de refinación. Existen dos formas de refinar el bullón:

Refinación química y refinación electroquímica.

1.6 Flotación de Minerales de Oro

Del total de las reservas de minerales metálicos no ferrosos del territorio peruano, una proporción mayoritaria corresponde a

yacimientos de sulfuros que contienen metales básicos como el Cu, Pb, Zn, y elementos secundarios (aunque no siempre menos valiosos) como la plata, el bismuto, arsénico, antimonio, cobalto, molibdeno, oro, selenio, telurio y otros.

La aplicación de estrategias adecuadas para la obtención de concentrados colectivos (bulks) o individuales de los minerales de oro extraídos de estos yacimientos debe apoyarse en un adecuado conocimiento de los fundamentos básicos del beneficio de minerales por flotación.

Menas de Oro

En general las menas de oro pueden ser divididas en tres clases principales:

- 1.** Menas de oro en las cuales la oxidación de los sulfuros ha progresado hasta el punto en que prácticamente todo el oro está libre, esto son liberadas de la ganga. Esta clase de mena es generalmente muy baja de sulfuros.
- 2.** Menas de oro en las cuales una parte del oro se encuentra libre bien sea en forma metálica o como un telururo, estando el resto asociado con sulfuros tales como pirita. La mayoría de las menas de oro pertenecen a esta clase.
- 3.** Menas cuyas componentes más valiosos son minerales de metales básicos tales como plomo, zinc y cobre. Generalmente estas menas son consideradas como menas de metales básicos, pero en ciertos casos puede haber suficiente oro presente como

para que su aprovechamiento entre los demás productos del molino tenga importancia en la aplicación de los reactivos.

En la flotación de menas de las clases 1 y 2, es muy empleada una combinación de reactivos consistente en promotor AEROFLOAT 208 y Xanto Aéreo 301, junto con Promotor Aerofloat 15 o Promotor Aerofloat 25 como espumante. Las cantidades de cada uno de estos reactivos dependen de las características de la mena, pero generalmente son de aproximadamente 0.025 a 0.050 kg. de Promotor Aerofloat 208 y Xanto Aero 301 por toneladas métricas de mena y de 0.025 a 0.075 kg. de Promotor Aerofloat 15 por tonelada de mena, de acuerdo con los requerimientos específicos de dicha mena. El Aerofloat 208 sirve como promotor para el oro metálico liberado.

Otra combinación de reactivos muy usada para menas de oro de las dos primeras clases, incluye el Promotor Aero 404 y el Promotor Aerofloat 242. El Promotor Aero 4040 actúa como promotor principal, mientras que las funciones del Aerofloat 242 son las de espumante y promotor a la vez.

Para la flotación de pirita, arsenopirita, pirrotita y otros sulfuros con los cuales es probable que el oro se encuentre asociado, el Xanto Aero 301 es un promotor poderoso y no selectivo. En particular, resulta efectivo en la flotación de sulfuros parcialmente oxidados. El Xantato Aero 350 es también un excelente promotor para este tipo de flotación y ocasionalmente es usado en

combinación con el promotor Aerofloat 208.

El aceite de pino y el ácido cresílico son espumantes comúnmente usados, bien sea solos o en combinación con el Aerofloat 15. Sin embargo, se ha encontrado en muchas plantas que es muy conveniente la combinación del Promotor Aerofloat 242 y un espumante alcohólico de cadena larga, tal como alguno de los espumantes Aerofroth. Una mezcla de 30% en peso de Promotor Aerofloat 25 y 75% en peso de espumante Aerofroth 70 ha dado buenos resultados como combinación espumante, particularmente para el tratamiento de menas que contengan lamas de ganga indeseables.

Los telururos de oro, por lo general, flotan fácilmente con el Xantato Aero 301 y un espumante tipo alcohólico tal como alguno de los espumantes Aerofroth o con aceite de pino.

En el tratamiento de menas de oro conteniendo parte de sus valores como oro metálico libre, deberá evitarse el uso de un circuito alcalino por que la cal casi siempre actúa como depresor de oro metálico. Generalmente, no se requiere ningún regulador de pH en el tratamiento de menas de la clase 1 y 2, pero a veces el carbonato sódico, en cantidades apropiadas, es beneficioso para la flotación de sulfuros de hierro parcialmente oxidados.

En general, las partículas limpias de oro metálico de menos de 65 mallas flotan fácilmente con los reactivos anteriormente mencionados. Las partículas cuyo tamaño es mayor de 65 mallas

son más difíciles de flotar y generalmente se recuperan con mayor facilidad por amalgamación o bien por el método de concentración por gravedad.

Cuando la alimentación a la flotación contiene oro libre y solamente una pequeña cantidad de sulfuros, como en el caso de menas de la clase 1, generalmente es aconsejable flotar la pulpa en una densidad relativamente alta, quizá de 30 a 35% de sólidos.

Cuando la arsenopirita está presente en cantidades apreciables y se desea flotar dicho mineral, resulta casi siempre benéfica una combinación de aditivos consistente en sulfato de cobre y carbonato de sódico. Generalmente es suficiente usar de 0.025 a 0.500 kg. de sulfato de cobre por tonelada de alimentación. La cantidad de carbonato sódico requerida dependerá, por supuesto, de la acidez de la mena; pero generalmente no excederá de 0.500 kg. a 0.750 kg. por tonelada. En el caso de las menas de la clase 3, es también aconsejable usar carbonato sódico en lugar de cal como regular del pH. Se encontrarán mas detalles concernientes a la flotación de este tipo de menas bajo la descripción de menas de plomo - zinc y cobre.

Ocasionalmente se encuentra menas de oro que pertenecen parcialmente a la clase 1 y parcialmente a la clase 2, esto es, que la pirita aurífera se encuentra parcialmente oxidada. El problema entonces consiste en flotar el oro libre y la pirita parcialmente oxidada.

Aunque el oro flota fácilmente con la combinación usual de los

reactivos xantato Aéro 301 y promotor Aerofloat 208, la pirita parcialmente oxidada es siempre algo difícil de flotar y requiere un tratamiento especial.

Para la flotación de tales piritas el Promotor Aero 404 ha dado excelentes resultados. Generalmente se obtienen mejores recuperaciones si la pulpa es acondicionada con sulfuro de sodio en cantidades de 0.025 hasta 1.000 kg. por tonelada de mena, antes de añadir el Promotor Aero 404. Siendo el sulfuro de sodio un depresor del oro libre, es recomendable flotar primero éste con el xantato Aero 301 y el Aerofloat 208 y posteriormente flotar la pirita oxidada usando sulfuro de sodio y Promotor Aero 404.

A veces puede ser conveniente usar el Xantato Aero 301 o el Xantato Aero 350 junto con el Promotor Aero 404 para asegurar la máxima recuperación de la pirita parcialmente oxidada.

Para el tratamiento de menas de oro conteniendo ganga carbonosa los depresores Aero de la serie 600 encuentran gran aplicación. El depresor Aero 620 y el depresor Aero 633 son particularmente útiles para este objeto. Además, el depresor Aero 610, el depresor Aero 620 y el depresor Aero 633 han sido también usados eficazmente como depresores para minerales de ganga de tipo talcoso. Debe recordarse, sin embargo, que únicamente deberán añadirse las cantidades óptimas de los depresores de la serie 600 a causa de su tendencia a deprimir el oro libre y ciertos sulfuros, si se usan en exceso.

El Aerofloat 208 es un promotor no - espumante. Su mayor aplicación es la flotación de menas de oro, plata y cobre. Este reactivo, ya sea solo o combinado con el xantato Aero 301, constituye un promotor ideal para menas de oro es muy usado para este objeto, este promotor es el más eficiente que se ha encontrado para la flotación de oro fino metálico que ha sido liberado de sulfuros y ganga.

El Xantato Aero 301 es un promotor fuerte para la flotación "bulk" de todos los minerales sulfurosos y es también muy eficiente para menas de metales oxidados básicos después de la sulfurización. En combinación con el promotor Aerofloat 208, el Xantato Aero 301 es muy usado en la flotación de menas piríticas de oro. A menudo se emplea la combinación promotor espumante formada por Xantato Aero 301 y Promotor Aerofloat 15.

El Xantato Aero 301 es usado eficientemente para la flotación de arsenopirita, sulfuros de níquel y cobalto y otros minerales sulfuros difíciles de flotar. Es especialmente efectivo para la flotación de pirita aurífera gruesa.

El Aerofloat 15 es un promotor efectivo para sulfuros de plata, cobre, plomo y zinc, cuya flotación promueve selectivamente, en presencia de sulfuros de hierro en un circuito alcalino. También es valiosos como promotor secundario y espumante primario en la flotación de menas de oro.

El promotor Aero 404 puede ser empleado como colector de carbonato de plomo sin requerir el uso de agente sulfurizante.

También es usado en la flotación de minerales de vanadio. Es un promotor excelente para la flotación de pirita aurífera y oro fino libre. En muchas operaciones donde el oro y la plata son tratados por flotación, se obtienen mejores resultados con el uso del promotor Aero 404 ya sea solo o en combinación con el promotor Aerofloat 242.

Nota. El Aerofloat 242 después de un almacenamiento prologando este reactivo se vuelve más transparente a causa del asentamiento de una pequeña porción de materias en suspensión. Esto no afecta su efectividad.

Los depresores Aero de la serie 600 fueron originalmente manufacturados en el laboratorio de metalurgia de la American Cynamid Company para la depresión de ganga carbonos en la flotación de minerales de oro.

Esta ganga carbonosa aparece a menudo en concentrados auríferos en tal cantidad que hace imposible la cianuración de dichos concentrados, debido a la acción precipitante del diluyente de la ganga carbonosa.

Su uso, muy extendido en los molinos, ha demostrado concluyentemente que una gran porción de la ganga carbonosa y algunas otras gangas flotables que constituyen en las mismas, puede ser deprimidas por los depresores Aero de la serie 600. En algunos casos, la metalurgia mejora a tal grado que la proporción de la concentración se ha más que duplicado debido a la eliminación de

ganga. Esto a su vez resulta en una notable reducción del contenido de humedad en los concentrados mejorando notablemente las operaciones de espesamiento y filtración.

Los depresores de la serie 600 incluyen el depresor Aero 610, el depresor Aero 615, el depresor Aero 620 y el depresor Aero 633. La experiencia en varios distritos mineros de todo el mundo, donde se encuentran minerales carbonosos, ha demostrado que el depresor Aero 633 es el más efectivo para deprimir la ganga carbonosa.

Depresor Aero 610 sólo en combinación con el depresor Aero 633, en la depresión de talco, sericita y otros minerales foliados de silicato ferromagnesiano. El depresor Aero 620 también promete como depresor de ganga esquisto-talcosa.

En una planta de flotación de oro en Canadá, el uso de 0.050 kg. de depresor Aero 620 por toneladas métricas de mena molida, redujo el contenido de oro en las colas finales de 40 a 20 gramos por toneladas y aumento la proporción de concentración de aproximadamente 10:1 a 14.5 : 1.

El depresor Aero 610 también ha resultado muy efectivo en los circuitos de flotación de zinc. Numerosas plantas han obtenido concentrados con mayor contenido de zinc y menor de insolubles al usar este reactivo.

Formulas Para el Uso de Reactivos de Flotación

1. Reactivos Secos.

$$\frac{(\text{gr. del reactivo} / \text{min.}) (1440 \text{ min./ día})}{\text{Toneladas métricas} / \text{día}} = \frac{\text{gr. reactivo}}{\text{TM}}$$

2. Reactivos Líquidos.

$$\frac{(\text{ml. de reactivo} / \text{min.}) (\text{grv. esp. del reactivo}) (1440 \text{ min./día})}{\text{Toneladas métricas de mineral} / \text{día}}$$

$$= \frac{\text{gramos de reactivo}}{\text{Toneladas métricas de mineral}}$$

3. Reactivos en solución.

$$\frac{(\text{ml. de sol.} / \text{min.}) (\text{gr. de reactivo} / \text{lt de sol.}) (1,440 \text{ min./ día})}{\text{Toneladas métricas de mineral} / \text{día}(400)}$$

$$= \frac{\text{gramos de reactivo}}{\text{Toneladas métrica de mineral}}$$

Nota :

$$\frac{1 \text{ gramo}}{\text{Tonelada métrica}} = \frac{0.002 \text{ lb}}{\text{Tonelada métrica}}$$

Los Xantatos son completamente solubles en agua, y relativamente estables. Normalmente presentan un olor característico y su color puede fluctuar desde blanquecino hasta amarillo profundo, sin alteración de sus propiedades colectoras.

Por regla general no se recomienda almacenarlos por lapsos mayores de un año, procurando mantenerlos herméticamente cerrados en un lugar fresco y seco.

Bajo condiciones favorables, son promotores excelentes para todos los minerales sulfurosos. En ausencia de agentes modificadores, su acción es esencialmente no selectiva.

Xantato Isopropílicos de Sodio: Z-11, ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector.

La flotación generalmente se lleva a cabo en una pulpa alcalina, aunque en algunos casos suelen usarse pulpas ligeramente ácidos. Los xantatos tienden a descomponerse en soluciones con un pH muy inferior a 6.

Las personas que manejan físicamente los xantatos o las soluciones de estos, deben tomar ciertas precauciones. Debe evitarse la llama viva o el fuego. Los xantatos en si arden en forma similar al azufre puesto que los xantatos y algunos de los productos de descomposición son combustibles.

La experiencia ha demostrado que el uso combinado de xantatos y ditiofosfatos o formulaciones de ditiofosfatos, frecuentemente producen recuperaciones y velocidades de flotación mayores y una mejor selectividad comparados con el uso de cualesquiera colectores grasos. Algunas de las combinaciones de colectores mas exitosamente usados son el xantato isopropílico o amílico junto con los ditiofosfatos AR-1238 y AR-1404.

ANEXO 2

CALCULOS DE LA SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MATERIALES DE LA PLANTA CIP

2.1.1 Parrilla Estacionaria

Se selecciona una parrilla de rieles con una luz de 10" para seleccionar los Minerales provenientes de la mina.

2.2 Tolva de Gruesos

Peso específico del mineral: 2.68 gr/cc

Porcentaje de humedad: 5%

Densidad aparente del mineral: 1.8 TM/m³

Las dimensiones de la tolva a considerar son las siguientes:

Largo: $a = 4.5 \text{ m}$

Ancho: $b = 3.5 \text{ m}$

Altura: $c = 3.5 \text{ m}$

Volumen de la tolva = $a \times b \times c = 55.125 \text{ m}^3$

Capacidad de la tolva = Vol. Tolva x Densidad aparente = 100 TM

Se selecciona una tolva de gruesos de 4,0m x 3,5m x 3,5m con una capacidad de 100 TM.

2.3 Faja Transportadora N° 01

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo : 10 m.

Ancho : 18"

2.4 Parrilla Fija

Se requiere de una parrilla fija con una luz de 3" para retirar el mineral – 3" Proveniente de mina.

2.5 Chancadora de Quijada (Trituradora Primaria)

Tonelaje de tratamiento = 50 TM / 10h = 5 TPH

La sección chancado solo trabajara 10 horas diarias.

Porcentaje de humedad: 5 %

Para determinar la capacidad de la trituradora a seleccionar se usara la siguiente relación:

$$T_R = T_a \times K_m \times K_h \times K_f$$

Donde:

T_R : Tonelaje horario que procesara la trituradora:5TPH

K_m : Factor que representara la humedad del mineral:0.75

K_h : Factor de dureza del mineral: 0.80

K_f : Factor que precisa la forma de alimentación a la
Trituradora:0.85

T_a : Tonelaje tomado de catálogos.

Despejando el valor de T_a , de la relación dada, se obtiene:

T_a : 9.8 TPH

Con el valor de la T_a calculado de los Catálogos DENVER se selecciona la Chancadora de quijada de 10" x 16" con un set de descarga de 2" para tratar 5 TPH, con un motor de 20 HP.

2.6 Faja Transportadora N° 02

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo: 20 m.

Ancho: 18"

2.7 Faja Transportadora N° 03

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo: 20 m.

Ancho: 18"

2.8 Zaranda Vibratoria

Producto del tamiz: 100% - 3/8"

Eficiencia: 80%

Alimento: Composito de la descarga de la chancadora primaria de 2" de abertura y descarga de la chancadora cónica de 1/4" de abertura:
15 TPH

Carga circulante : 200%

Densidad del mineral: 2.68 gr/cc

Se asume que:

El tamiz constara de un piso.

El análisis granulométrico del composito alimentado al tamiz se indica en la Tabla N° 1

CUADRO N° 2.1
ANÁLISIS GRANULOMETRICO DEL COMPOSITO ALIMENTADO
AL TAMIZ

Tamiz	Descarga de la chancadora primaria	Descarga de la chancadora secundaria	f(x)	G(x)	F(x)
2"	42		14	14.0	86.0
1"	25		8.3	22.3	77.7
3/4"	8		2.7	25.0	75.0
3/8"	13		4.3	29.3	70.7
1/4"	4	32	22.7	52.0	48.0
3/16"	3	20	14.3	66.3	33.7
-1/4"	5	48	33.7	100.0	00.0

Con la información previa se dimensionara el tamiz necesario utilizando el Método de la ASOCIACION DE FABRICANTES DE TAMICES VIBRATORIOS con la aplicación de la formula siguiente:

$$S = U / (AxBxCxDxExFxGxHxIxJ)$$

Donde:

S : Es la superficie de tamizado requerida (en pies²)

U: Cantidad de pasantes alimentados a la superficie (TMPH)

$$U = 0.707 \times 15 = 10.605 \text{ TM}$$

A = Cantidad de pasante que en una hora procesaría un área de un pie de superficie tamizante.

$$A = 2.08 \text{ TMH} / \text{Pie}^2$$

B = Factor referente al porcentaje de rechazos alimentados

$$B = 0.966 \text{ (29.3\%)}$$

C = Factor referente al porcentaje de tamaño mitad alimentado.

$$C = 0.807 (33.7, 3/16")$$

D = Factor referente a la porción de la superficie en el tamiz.

$$D = 1$$

E = Factor aplicable si el tamizado es en húmedo

$$E = 1$$

F = Factor debido a la densidad aparente del sólido.

$$F = 112.36 \text{ lb / pie}^3 (1.8 \text{ TM / m}^3)$$

G = Factor por el área abierta de la tela utilizada

$$G = 1$$

H = Factor debido al tipo de abertura de la tela utilizada en la superficie

$$H = 1$$

J = Factor debido a la eficiencia de tamizado calculado

$$J = 1.5$$

Con los factores cuantificados y utilizando la ecuación dada se calcula el área de tamizado requerida: $S = 3.61 \text{ Pie}^2$

Considerando un 70% adicional por sobredimensionamiento para posibles ampliaciones, finalmente se obtiene : $S = 6.137 \text{ Pie}^2$

De acuerdo a la referencia bibliográfica Nichols J.P. "Selection and Sizing of Screen" para un área de 6.137 pie^2 se selecciona un tamiz de 2'x4' (al escoger el tamaño de los tamices es recomendable que el radio de longitud / ancho debe ser como mínimo 2:1 para un

tamizado efectivo) con un motor de 3.5 HP, con una malla de abertura 3/8" x 3/8"

2.9 Chancadora Secundaria

Tonelaje de tratamiento = 10 TPH

De acuerdo al diseño para trituradoras secundarias se debió considerar un sobredimensionamiento del 80% por lo que la capacidad de tratamiento de la trituradora será de: 18 TPH.

De acuerdo a los Catálogos HYDROCOME CRUSHER, ALLIS CHALMERS para la capacidad requerida se selecciona una chancadora crónica de 22" de diámetro con un motor de 25 HP, con una abertura de descarga de 1/4"

2.10 Tolva de Finos

Densidad aparente del mineral: 2.1 TM / m³

Las dimensiones de la tolva a considerar son las siguientes:

Largo a = 4.5 m

Ancho b = 3.5 m

Altura c = 3.0 m

Volumen de la tolva = a x b x c = 47.25 m³

Capacidad de la tolva = Vol. Tolva x Densidad aparente = 100.0 TM

Se selecciona una tolva de finos de 4.0m x 3.5m x 3.0m con una capacidad de 100 TM.

2.11 Faja Transportadora N° 04

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo: 10 m

Ancho: 18"

2.12 Molino de Bolas

La selección del molino de bolas se realiza utilizando el Método de Bond.

Para este método se requieren los siguientes datos:

Índice de trabajo del mineral (W_i)

$$W_i = 12.82 \text{ Km-h/T}$$

F_{80} : dato que debe ser precisado de acuerdo a las características del circuito de trituración:

En este caso el circuito será cerrado, es decir, el alimento al molino será undersize de la zaranda.

El F_{80} se determina considerando los dos tercios del tamaño máximo del undersize de la zaranda: $2/3 (3/8")$

$$F_{80} = 6,350 \text{ micrones}$$

P_{80} : Este dato corresponde al parámetro 80% - 200 mallas que es la granulometría seleccionada para realizar las pruebas de agitación.

$$P_{80} = 74 \text{ micrones}$$

Conociendo estos datos se dimensiona el molino siguiendo los siguientes pasos:

Cálculo de la energía (W) que consumirá el molino utilizando la formula de Bond:

$$W = W_i ((10/(P_{80})^{1/2}) - (10/(F_{80})^{1/2}))$$

$$\text{Reemplazando valores: } W = 13.29 \text{ Kw-h / T}$$

Cálculo de la potencia que consumirá el molino

$$\text{HP} = 1.341 W \times J$$

Donde:

J : Tonelaje horario que procesar el molino = 2.08 TM / PH

HP = 37.07

Corrección de la potencia considerando los factores de corrección correspondientes a los parámetros de operación:

HP = 37.07 x 1.1 = 40.78 (ajustado)

Cálculo de las dimensiones del molino

Fred Bond propuso la siguiente formula:

$$HP = 1.70 \times 10^{-5} (3.2 - 3V_p) \left(1 - \frac{0.1}{2^{9-0.1V_p}}\right) D^{2.3} \times L \times C_5 \times V_p \times C_d$$

Donde:

HP: Energía ajustada: = 40.78

V_p : Volumen ocupado por el medio de molienda = 0.45

C_d : Densidad real del medio de molienda = 290 lb / pie³

D, L: Diámetro y longitud del molino entre los forros =75

Reemplazando valores :

$$132.62 = D^{2.3} \times L$$

De catálogos para determinar la relación L/D para una molienda húmeda y el valor de F_{80} entre los valores 5,000 y 10,000 micrones.

Trabajando con la relación $L / D = 1 / 1$ se obtiene :

$$132.62 = D^{3.3} , \quad D = 4.4' - 5' , \quad L = 5'$$

Trabajando con la relación $L/D = 1.25 / 1$ se obtiene:

$$106.10 = D^{3.3} , \quad D = 4.1' - 4' , \quad L = 5'$$

De los resultados obtenidos se consultan las tablas de los fabricantes (DENVER) que indican que se dispone de molinos de 5' x 5'.

El molino DENVER 5' x 5' trabajara con un motor de 41 HP.

Se recomienda la siguiente distribución de carga de bolas para una molienda fina:

3" \varnothing = 1.77 TM

2" \varnothing = 1.77 TM

1 ½" \varnothing = 1.77 TM

La carga de bolas será: 5.31 TM de acero.

2.13 Ciclón

Del diagrama de flujo balanceado (ANEXO 3) se obtiene que el flujo de la pulpa que descarga el molino es: 24.64 GPM por lo cual se selecciona de catálogos (CAPACIDAD DE LOS CICLONES ICBA S.A.) un ciclón de 4" de diámetro para un rango de: 10 a 30 GPM. Este ciclón trabajaría con una bomba 1 ½" x 1 ¼" SRL – C DENVER con 800 RPM, con un motor de 2 HP.

2.14 Calculo de los Tanques de Agitación y de Absorción

Para el cálculo de los tanques de agitación se requiere conocer:

Volumen útil de la pulpa alimentada al tanque: V_u (m³/ día)

$V_u = 90\%$ del volumen total del tanque = $0.9 V_t$.

Las dimensiones seleccionadas del tanque serán: 10' x 16'

Calculo del volumen total del tanque:

Área de la base : $A_b = \pi R^2$

Radio (R) : 5'

Altura (h) : 16'

$$V_t = \pi R^2 h = 256.64 \text{ pie}^3 = 35.59 \text{ m}^3$$

$$V_u = 0.90 V_t = 0.90 \times 35.59 \text{ m}^3 = 32.03 \text{ m}^3$$

Cálculo del volumen de la pulpa alimentada : V_p

$$V_p = V \text{ sólido} + V \text{ agua}$$

$$V \text{ agua} = \text{Tonelaje} \times (L / S) = \text{Tonelaje} \times ((100 - \% P) / \% P)$$

Se obtiene que: $\% P = 30.5$ del diagrama de flujo balanceado

(ANEXO 3)

$$V \text{ agua} = 50 \times ((100 - 30.5) / 30.5) = 114 \text{ TMD} = 114 \text{ m}^3 / \text{día.}$$

$$V \text{ sólido} = 50 / 2.68 = 18.66 \text{ m}^3 / \text{día.}$$

Cálculo del tiempo de retención: T_r

$$T_r = (V_u / V_p) \times \text{Tiempo (min / día)} = (32.03 / 132.66) \times 1440$$

$$T_r = 347.68 \text{ min / tanque}$$

Cálculo del numero de tanques para un tiempo de agitación de 16 horas:

$$\text{N}^\circ \text{ Tanques} = \text{Tiempo de agitación} / \text{Tiempo de retención}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Tanques} = (16 \times 60) / 347.68 = 3$$

Se requieren 3 tanques de agitación de dimensiones 10' x 16'.

Para el cálculo de los tanques de absorción se requiere conocer:

Volumen útil de la pulpa alimentada al tanque: V_u ($\text{m}^3 / \text{día}$)

$$V_u = 90 \% \text{ del volumen total del tanque} = 0.9 V_t$$

Las dimensiones seleccionadas del tanque serán: 8' x 12'

Cálculo del volumen total del tanque:

$$\text{Área de la base: } A_b = \pi R^2$$

$$\text{Radio (R) : } 4'$$

$$\text{Altura (h) : } 12'$$

$$V_t = \pi R^2 h = 603.18 \text{ pie}^3 = 17.08 \text{ m}^3$$

$$V_u = 0.90V_t = 0.90 \times 17.08 \text{ m}^3 = 15.37 \text{ m}^3$$

Cálculo del volumen de la pulpa alimentada : V_p

$$V_p = V_{\text{sólido}} + V_{\text{agua}}$$

$$V_{\text{agua}} = \text{Tonelaje} \times (L/S) = \text{Tonelaje} \times ((100 - \%P) / \%P)$$

Se obtiene que: $\%P = 30.5$ del diagrama de flujo balanceado

(ANEXO 3)

$$V_{\text{agua}} = 50 \times (100 - 30.5 / 30.5) = 114 \text{ TMD} = 114 \text{ m}^3 / \text{día}$$

$$V_{\text{sólido}} = 50 / 2.68 = 18.66 \text{ m}^3 / \text{día}$$

$$\text{Reemplazando valores: } V_p = 132.66 \text{ m}^3 / \text{día}$$

Cálculo del tiempo de retención : T_r

$$T_r = (V_u / V_p) \times \text{Tiempo (min / día)} = (15.37 / 132.66) \times 1440$$

$$T_r = 166.86 \text{ min / tanque}$$

Cálculo del número de tanques para un tiempo de adsorción

(ANEXO 3)

$$V_{\text{agua}} = 50 \times (100 - 30.5 / 30.5) = 114 \text{ TMD} = 114 \text{ m}^3 / \text{día}$$

$$V_{\text{sólido}} = 50 / 2.68 = 18.66 \text{ m}^3 / \text{día}$$

Cálculo del tiempo de retención: T_r

$$T_r = (V_u / V_p) \times \text{Tiempo (min / día)} = (32.03 / 132.66) \times 1440$$

$$T_r = 347.68 \text{ min / tanque.}$$

Cálculo del numero de tanques para un tiempo de absorción de 6 horas:

$$N^{\circ} \text{ Tanques} = \text{Tiempo de agitación} / \text{Tiempo de retención.}$$

$$N^{\circ} \text{ Tanques} = (6 \times 60) / 166.86 = 2.$$

Se requieren 2 tanques de absorción de dimensiones 8' x 12'.

2.15 Calculo de la Cantidad y Volumen de Carbón Activado Necesario

Cantidad de Carbón Activado Necesario:

Se requiere de la determinación del contenido metálico de ORO

$$\text{Contenido metálico} = 50\text{TM/d} \times 18.74 \text{ gr Au/TM} \times 95\% \text{ Recuperación}$$

$$\text{Contenido metálico} = 890.15 \text{ gr. Au/día.}$$

Se requiere de la determinación del contenido metálico de PLATA

$$\text{Contenido metálico} = 50 \text{ TM/d} \times 46.65 \text{ gr. Ag/TM} \times 50\% \text{ Recuperación}$$

$$\text{Contenido metálico} = 1,166.25 \text{ gr. Ag/ día.}$$

Contenido Total del Metal Fino:

$$890.15 \text{ gr. Au/día} + 1,166.25 \text{ gr. Ag/día} = 2056.4 \text{ gr.} = 2.05 \text{ Kg.}$$

Por dato de comercialización, se tiene que:

$$10.00 \text{ Kg de (Oro + Plata)} \text{ ----- } 1 \text{ TM carbón}$$

$$2.05 \text{ Kg de (Oro + Plata)} \text{ ----- } x$$

$$x = 0.205 \text{ TM de carbón a cosechar por día.}$$

Consumo de carbón mensual debido a la agitación que es sometido:

Por información recabada de los fabricantes de carbón (Calgón): se consumen 20 gr. De carbón por TM de mineral, luego:

Consumo de carbón por desgaste = $20 \times 50 \times 30 = 30 \text{ Kg./mes}$

Carbón Necesario al Arranque:

Flujo de carbón para desorción (carbón acumulado por 7 días de tratamiento)

Si se cosechan $255 \text{ Kg carbón / día} \times 7 \text{ días de trabajo} = 1.785 \text{ TM}$

Carbon en tanques: $20 \text{ gr/l} \times V_u \text{ tanque} \times 2 \text{ tanques} = 0.60 \text{ TM}$

Reemplazo de carbón que esta en desorción = 1.785 TM

Mermas (Consumo de carbón por desgaste) $0.03 \times 6 = 0.18 \text{ TM}$

TOTAL = 4.35 TM

2.16 Flujo de Carbón en Pulpa

Conociendo la capacidad de adsorción del carbón activado es: 10

Kg/TM carbón se tiene que:

10 Kg de metal fino ----- 1 TM carbón

2.05 Kg de metal fino ----- y

$y = 0.205 \text{ TM carbon / día} = 8.54 \text{ Kg carbon / h}$

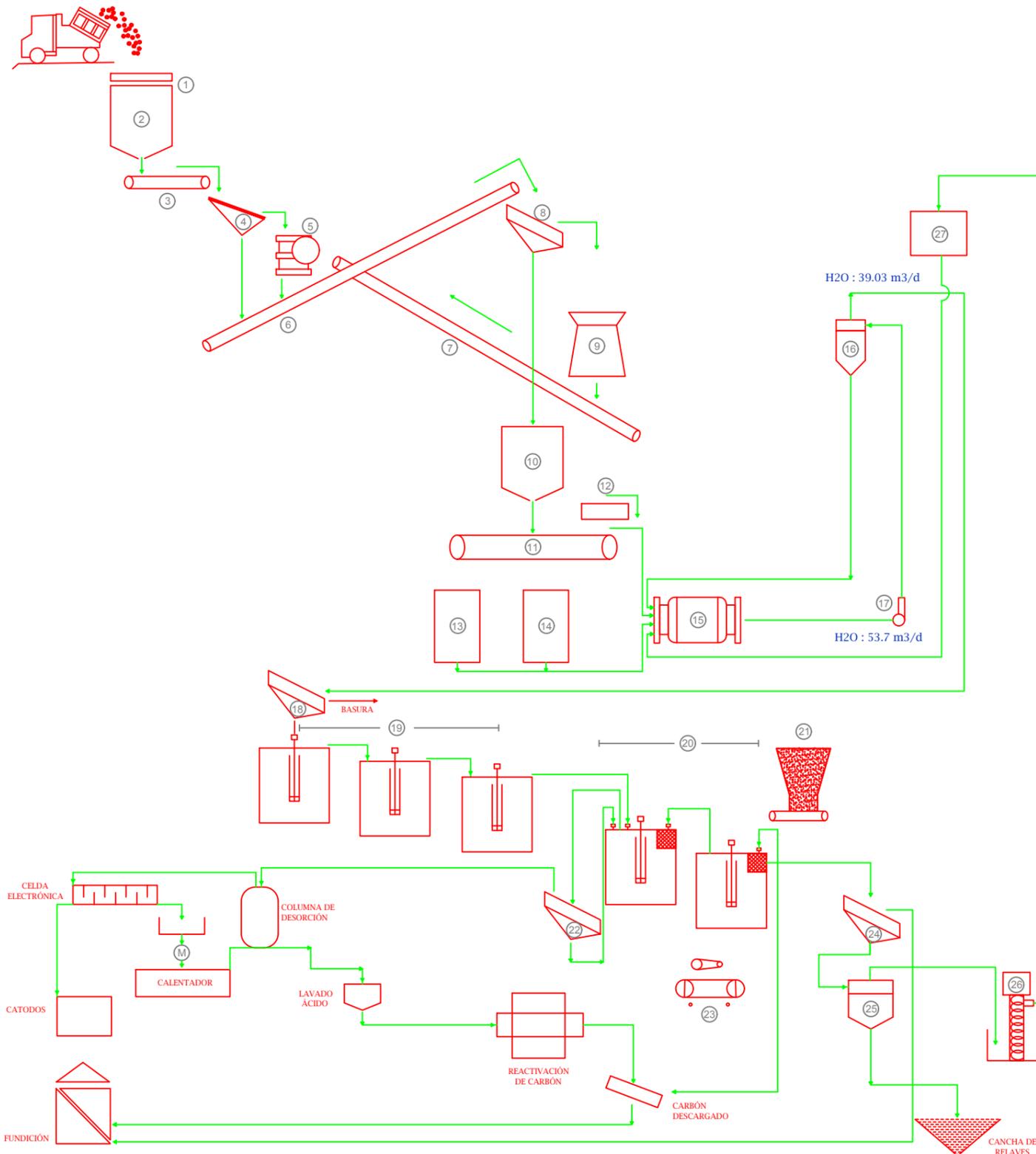
2.17 Compresora

Conocida la cantidad de carbón que se transportara de tanque en tanque se requiere de una compresora de 20 PSI que trabajara con un motor de 5 HP.

ANEXO 3

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA CIP - PLANO 01

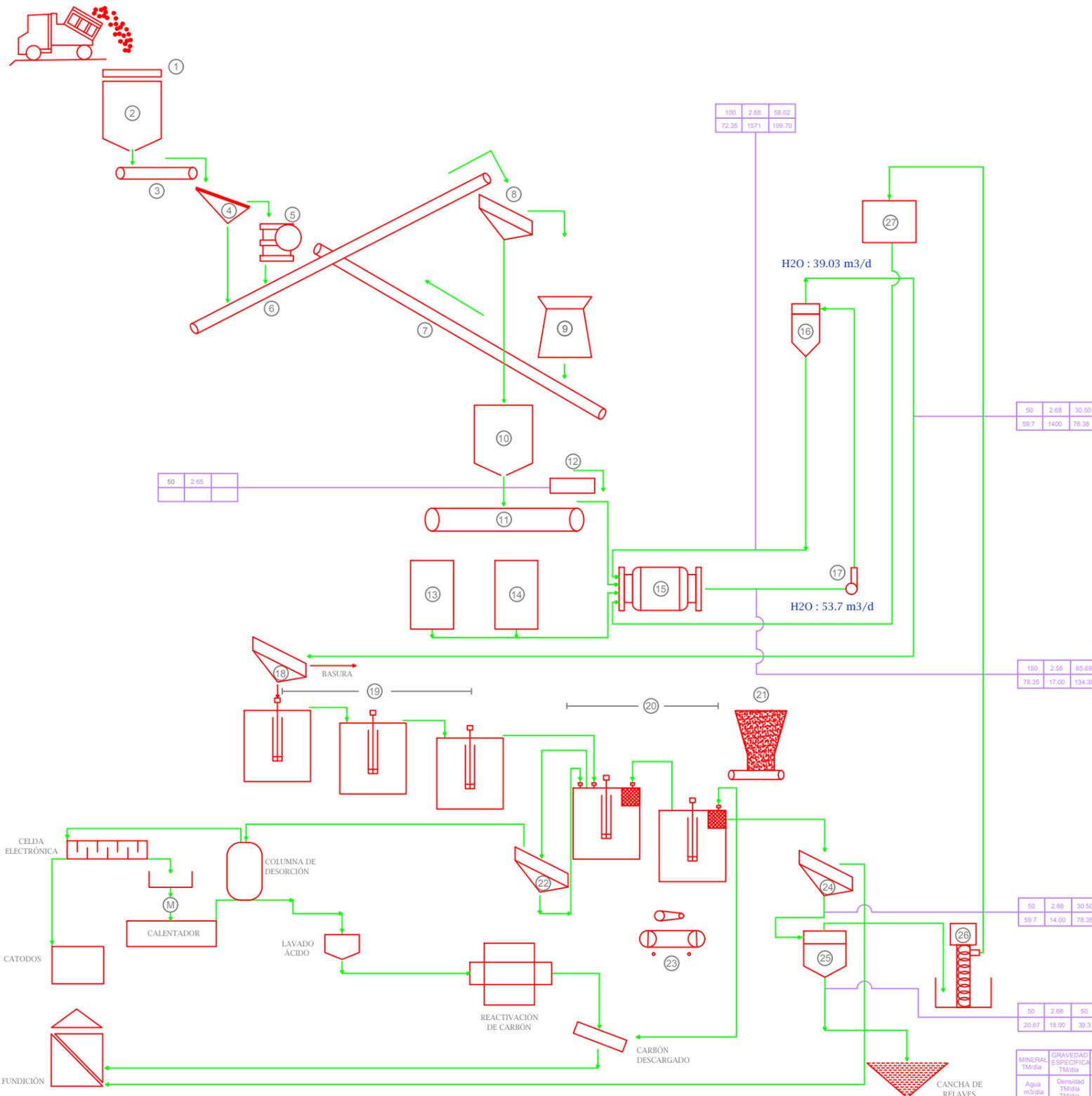
DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO - PLANO 02



LEYENDA DE PLANTA CIP PARA 50 TM/D - CIA MINERA EL ROSARIO

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	HP
01	Parrilla de rieles 10" de luz (4.5 m x 3.5 m)	01	
02	Tolva de gruesos de 4.5 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM	01	
03	Faja transportadora N° 01 de 18" x 10 m	01	3.0
04	Parrilla estacionaria de 3" de luz	01	
05	Chancadora de quijada de 10" x 16" con todos sus accesorios	01	20.0
06	Faja transportadora N°02 de 18" x 20 m	01	5.0
07	Faja transportadora N°03 de 18" x 20 m	01	5.0
08	Zaranda vibratoria de 2' x 4' de un piso con cedazo de 3/8" x 3/8" de abertura de malla	01	3.5
09	Chancadora cónica de 22" Symons Standard	01	25.0
10	Tolva de finos de 4.5 m x 3.5 m x 3.0 m con una capacidad de 100 TM	01	
11	Faja transportadora N°04 de 18" x 10 m	01	3.0
12	Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°04	01	
13	Acondicionador 2' x 2' para preparación de NaCN	01	3.0
14	Acondicionador 2' x 2' para preparación de lechada de cal	01	3.0
15	Molino de bolas de 5'x 5' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	41.0
16	Ciclón D-4	01	
17	Bomba SRL C DENVER 1 1/2" x 1 1/4"	01	2.0
18	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' cedazo de malla 20	01	3.5
19	Tanques de agitación tipo tubo Draft Agitador de 10' x 16'	03	45.0
20	Tanques de tipo tubo Draft Agitador de 8' x 12 para carbón en pulpa (CIP)	02	30.0
21	Alimentador de sólidos (carbón) cónico vibratorio (10-15 Kg carbón/h)	01	1.0
22	Zaranda vibratoria de doble piso de 2' x 4' con cedazo de malla 20 y 35	01	3.5
23	Compresoras de 20 PSI	01	5.0
24	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' con cedazo de malla 35	01	3.5
25	Ciclón D-4	01	
26	Bomba centrífuga SRL DENVER 2 1/2" x 1 1/2" de ejes verticales (cancha de relaves)	01	7.5
27	Tanque de agua de 70 m3	01	
28	Lote de carbón activado malla 6 x 12 de 4.35 TM	01	
29	Suministros eléctricos para la planta		
30	Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
31	Plataformas de interconexión entre agitadores, tanques.		

CIA. MINERA EL ROSARIO S.A.		DIS :	GLADYS VARGAS
		DIB :	GLADYS VARGAS
PROYECTO PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE		REV :	ING. ALBERTO ZUÑIGA
		APROB :	ING. ALBERTO ZUÑIGA
FECHA	ESCALA	CONTENIDO	PLANO
2007	S/E	DIAGRAMA DE FLUJO	N°01



LEYENDA DE PLANTA CIP PARA 50 TM/D - CIA MINERA EL ROSARIO

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	HP
01	Parrilla de rieles 10" de luz (4.5 m x 3.5 m)	01	
02	Tolva de gruesos de 4.5 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM	01	
03	Faja transportadora N° 01 de 18" x 10 m	01	3.0
04	Parrilla estacionaria de 3" de luz	01	
05	Chancadora de quijada de 10" x 16" con todos sus accesorios	01	20.0
06	Faja transportadora N°02 de 18" x 20 m	01	5.0
07	Faja transportadora N°03 de 18" x 20 m	01	5.0
08	Zaranda vibratoria de 2' x 4' de un piso con cedazo de 3/8" x 3/8" de abertura de malla	01	3.5
09	Chancadora cónica de 22" Symons Standard	01	25.0
10	Tolva de finos de 4.5 m x 3.5 m x 3.0 m con una capacidad de 100 TM	01	
11	Faja transportadora N°04 de 18" x 10 m	01	3.0
12	Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°04	01	
13	Acondicionador 2' x 2' para preparación de NaCN	01	3.0
14	Acondicionador 2' x 2' para preparación de lechada de cal	01	3.0
15	Molino de bolas de 5'x 5' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	41.0
16	Ciclón D-4	01	
17	Bomba SRL C DENVER 1 1/2" x 1 1/4"	01	2.0
18	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' cedazo de malla 20	01	3.5
19	Tanques de agitación tipo tubo Draft Agitador de 10' x 16'	03	45.0
20	Tanques de tipo tubo Draft Agitador de 8' x 12' para carbón en pulpa (CIP)	02	30.0
21	Alimentador de sólidos (carbón) cónico vibratorio (10-15 Kg carbón/h)	01	1.0
22	Zaranda vibratoria de doble piso de 2' x 4' con cedazo de malla 20 y 35	01	3.5
23	Compresoras de 20 PSI	01	5.0
24	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' con cedazo de malla 35	01	3.5
25	Ciclón D-4	01	
26	Bomba centrífuga SRL DENVER 2 1/2" x 1 1/2" de ejes verticales (cancha de relaves)	01	7.5
27	Tanque de agua de 70 m3	01	
28	Lote de carbón activado malla 6 x 12 de 4.35 TM	01	
29	Suministros eléctricos para la planta		
30	Elemento de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
31	Plataformas de interconexión entre agitadores, tanques.		

CIA. MINERA EL ROSARIO S.A.		DIS :	GLADYS VARGAS
		DIB :	GLADYS VARGAS
PROYECTO PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE		REV :	ING. ALBERTO ZUÑIGA
		APROB :	ING. ALBERTO ZUÑIGA
FECHA	ESCALA	CONTENIDO	PLANO
2007	S/E	FLUJO BALANCEADO	N°02