

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**PARÁMETROS DE OPERACIÓN DE UNA PLANTA DE
BENEFICIO PARA MINERALES DE ORO**

**INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

ELABORADO POR:
FREDY PAUL GONZALES CASTILLO

ASESOR:
M. Sc. ING. OSCAR FELIPE SILVA CAMPOS

LIMA – PERU

2013

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a mi familia, a mi hija Nadia, a mis amigos y colegas, por el apoyo constante y abnegado.

RESUMEN

El presente informe desarrolla el tema de los parámetros de operación de una planta de beneficio para minerales de oro. Se divide en ocho capítulos: en el primer capítulo se describe el acopio y recepción de los minerales, en el segundo capítulo se detalla el chancado y el muestreo de los lotes de mineral, en el tercer capítulo se describe la operación del área de polvado y la sala de cuarteo, en el cuarto capítulo se detalla la molienda y la clasificación, así como la cianuración en los tanques de agitación, en el quinto capítulo se describe el proceso de desorción y de fundición, obteniéndose finalmente la barra de oro bullón, en el sexto capítulo se detalla el depósito de relaves y la recirculación de la solución barren a la molienda, en el séptimo capítulo se describe las pruebas que se realizan en el laboratorio químico-metalúrgico, en el octavo capítulo se detallan los insumos principales usados en la planta de beneficio, el informe finaliza con las conclusiones respecto al tema.

ABSTRACT

This report elaborates on the operation parameters for gold ores processing plant. It is divided into eight chapters: the first chapter describes ore collection and receipt, the second chapter details the ore crushing and sampling processes, the third chapter describes the operation of the dusting area and quartering room, the fourth chapter addresses ore grinding and classification, as well as cyanidation in agitation tanks, the fifth chapter describes both desorption and smelting processes, to finally get gold bullion bars, the sixth chapter describes the tailings pond and the recycling of barren solution to the mill, the seventh chapter gives details of the testing made in the chemical-metallurgical laboratory, the eighth chapter describes the main input supplies used in the processing plant, the report wraps up with conclusions on the subject matter.

INDICE

	Pág
Introducción	14
CAPITULO I: ACOPIO Y RECEPCIÓN DE MINERALES	
1.1 Acopio	16
1.1.1 Propuesta de compra	18
1.1.2 Liquidaciones de compra	25
1.2 Recepción	27
CAPITULO II: CHANCADO Y MUESTREO DE MINERALES	
2.1 Chancado	32
2.1.1 Procedimientos para el arrancado y apagado de los circuitos de chancado	33
2.1.2 Circuitos de chancado	35
2.2 Muestreo	45
2.2.1 Tipos de muestreo	45
CAPITULO III: MOLIENDA EN SECO Y CUARTEO	
3.1 Molienda en seco	49
3.1.1 Componentes del área	50
3.2 Cuarteo	52
CAPITULO IV: MOLIENDA, CIANURACIÓN Y ADSORCIÓN	
4.1 Molienda y clasificación	54

4.2 Cianuración y adsorción	58
4.3 Componentes del circuito de molienda y cianuración	65
4.4 Controles metalúrgicos en la sección de molienda y cianuración	76

CAPITULO V: DESORCIÓN Y FUNDICIÓN

5.1 Desorción	83
5.1.1 Operación de desorción	84
5.1.2 Descarga del carbón del reactor	92
5.2 Fundición	94
5.2.1 Operación de fundición	95
5.3 Refogado	102
5.4 Componentes del área de desorción y fundición	104
5.5 Balance de materiales	108

CAPITULO VI: DEPOSITO DE RELAVES

6.1 Relavera	110
6.1.1 Consideraciones para la construcción del depósito de relaves	111
6.1.2 Estudio experimental sobre la recuperación del relave	120
6.2 Proceso de recirculación de aguas	122

CAPITULO VII: LABORATORIO QUÍMICO-METALÚRGICO

7.1 Laboratorio químico - metalúrgico	124
7.1.1 Caracterización del mineral	125
7.1.2 Espectrómetro de absorción atómica	127
7.2 Pruebas en el laboratorio químico-metalúrgico	129
7.2.1 Prueba de determinación de recuperación	131

7.2.2 Prueba de determinación del consumo de cianuro	132
7.2.3 Análisis gravimétrico	135
CAPITULO VIII: INSUMOS PRINCIPALES EN LA PLANTA DE BENEFICIO	
8.1 Mineral de oro	138
8.2 Cianuro de sodio (NaCN)	141
8.3 Hidróxido de sodio (NaOH)	142
8.4 Bolas de acero	143
8.5 Carbón activado	144
8.6 Geomembrana	145
8.7 Ácido clorhídrico (HCl)	147
8.8 Ácido nítrico (HNO ₃)	147
8.9 Ácido sulfúrico (H ₂ SO ₄)	147
8.10 Carbonato de sodio (Na ₂ CO ₃)	147
8.11 Alcohol etílico	148
8.12 Methyl isobuthil ketona (MIBK)	148
8.13 Energía eléctrica	148
8.13.1 Descripción del sistema eléctrico	149
8.14 Agua de uso Industrial	154
8.14.1 Estado situacional de los pozos	156
CONCLUSIONES	159
BIBLIOGRAFIA	163
ANEXOS	165

INDICE DE FIGURAS

	Pág
Figura 1.1: Comparación entre los tipos de aporte de mineral	17
Figura 1.2: Comparación entre los tipos de proveedores que aportan mineral	17
Figura 1.3: Procedencia del mineral que ingresa a la planta de beneficio	18
Figura 1.4: Evolución histórica del precio del oro en los últimos 10 años	22
Figura 1.5: Evolución histórica del precio de la plata en los últimos 10 años	22
Figura 1.6: Balanza digital de 60 toneladas	28
Figura 1.7: Comparación entre los pesos de las latas llenas	30
Figura 1.8: Relación entre el peso de recepción y el peso real	30
Figura 1.9: Cancha de acopio de minerales	31
Figura 2.1: Curvas de distribución granulométrica de la zaranda 3'x5'	36
Figura 2.2: Curvas de eficiencia de clasificación de la zaranda 3'x5'	36
Figura 2.3: Circuito de chancado N° 1	38
Figura 2.4: Circuito de chancado N° 2	40
Figura 2.5: Circuito de chancado N° 3	42
Figura 2.6: Diagrama de flujo de los circuitos de chancado	43
Figura 2.7: Muestreo por puntos, por coneo y cuarteo de un mineral	45
Figura 2.8: Muestreo por faja en el circuito de chancado	46
Figura 2.9: Muestreo con lanza de un relave	47
Figura 3.1: Chancadora de quijada Denver de 6"x8"	50
Figura 3.2: Molino de 30 kg de capacidad y de 42 RPM	51
Figura 3.3: Proceso de muestreo y determinación de la humedad	52
Figura 3.4: Cuarteado del mineral fino	53

Figura 4.1: Balance de materia de la molienda y clasificación	57
Figura 4.2: Balance de materia de la molienda y cianuración	62
Figura 4.3: Diagrama de flujo del circuito de molienda y cianuración	63
Figura 4.4: Molinos de bolas en la planta	66
Figura 4.5: Bombas de pulpa ESPIASA 5" x 4" y 4" x 3"	68
Figura 4.6: Bomba vertical de pulpa 2" x 2"	68
Figura 4.7: Hidrociclón ICBA de 6"Ø, sobre el tanque de agitación N° 1	70
Figura 4.8: Curva Tromp corregida del hidrociclón 6"Ø D6B12°	71
Figura 4.9: Tanques de agitación	72
Figura 4.10: Esquema interno de un tanque de agitación	73
Figura 4.11: Cedazo D.S.M. sobre el tanque de agitación N° 1	74
Figura 4.12: Cosecha de carbón en el tanque N° 1	75
Figura 4.13: Compresora de aire Strong Valmec Spa EIRL	76
Figura 4.14: Tonelaje del alimento a los molinos en el 2012	78
Figura 4.15: Instrumentos de titulación para obtener el cianuro libre	80
Figura 5.1: Entre el reactor, caldero y tanque de paso se forma un circuito cerrado al inicio de la desorción	86
Figura 5.2: Inicio de la electrodeposición al hacer ingresar la solución caliente a la celda electrolítica	87
Figura 5.3: Curvas de desorción de Au y Ag (tanque N° 1)	89
Figura 5.4: Curvas de desorción de Au y Ag (tanque N° 4)	92
Figura 5.5: Curvas de desorción de Au y Ag (tanque N° 6)	92
Figura 5.6: Diagrama de flujo del circuito de desorción	93
Figura 5.7: Flujograma de desorción	94
Figura 5.8: Colada del material fundido en las lingoteras	98
Figura 5.9: Barra de oro bullón	98

Figura 5.10: Diagrama de flujo del análisis por oro en el laboratorio	101
Figura 5.11: Diagrama de flujo para la obtención del oro refinado	101
Figura 5.12: Recolección de la amalgama en las canaletas	102
Figura 5.13: Horno de retorta	103
Figura 5.14: Oro obtenido del refogado	104
Figura 5.15: Reactor de desorción de carbón	105
Figura 5.16: Celda de electrodeposición	106
Figura 5.17: Caldero y el tanque de paso	107
Figura 5.18: Horno de fundición de 30 kg de capacidad	107
Figura 6.1: Características geométricas de la relavera N° 2	113
Figura 6.2: Curva cota (m.s.n.m.) vs años de vida	115
Figura 6.3: Curva volumen (m ³) vs cota (m.s.n.m.)	116
Figura 6.4: Depósito de relaves de la planta de beneficio	119
Figura 6.5: Espejo de agua formado en la relavera	123
Figura 7.1: Puruña de una muestra de mineral	126
Figura 7.2: Equipo de absorción atómica Perkin Elmer Analyst 400	127
Figura 7.3: Curva de calibración del oro	128
Figura 7.4: Flujograma de análisis químico-metalúrgico	130
Figura 7.5: Curvas de recuperación y consumo en función del tiempo	134
Figura 7.6: Curva de consumo de NaCN en función de la recuperación de oro	134
Figura 8.1: Tonelaje mensual del mineral ingresado a la planta en el año 2012	140
Figura 8.2: Total de finos ingresados en el año 2012	141
Figura 8.3: Consumo de insumos básicos en el año 2012	144
Figura 8.4: Carbón activado de malla 6 x12	145
Figura 8.5: Instalación de la geomembrana HDPE en la relavera N° 2	146
Figura 8.6: Energía activa total en el año 2012	153

Figura 8.7: Máxima demanda total en el año 2012	153
Figura 8.8: Consumo mensual de agua en el año 2012	155
Figura 8.9: Esquema del diseño definitivo de pozo N° 1 y N° 2	157
Figura 8.10: Balance de agua de la planta de beneficio para 120 TMSD	158

INDICE DE TABLAS

	Pág
Tabla 1.1: Cuadro de recuperaciones según las leyes obtenidas	19
Tabla 1.2: Cuadro de recuperaciones y maquilas	21
Tabla 1.3: Boleta de liquidación	26
Tabla 1.4: Comparación entre la balanza de recepción y una balanza de mayor precisión	29
Tabla 2.1: Datos técnicos de la chancadora de quijada Fima de 16" x 24"	39
Tabla 2.2: Datos técnicos de la chancadora de quijada 10" x 16"	41
Tabla 2.3: Capacidad de las chancadoras de quijada	42
Tabla 2.4: Equipos instalados en los circuitos de chancado	44
Tabla 3.1: Equipos instalados en el área de polveado	51
Tabla 4.1: Parámetros metalúrgicos en la molienda y clasificación	56
Tabla 4.2: Tiempo de residencia en los tanques de agitación	59
Tabla 4.3: Tiempo de residencia de pulpa dependiendo del tonelaje	60
Tabla 4.4: Balance metalúrgico de la planta de beneficio	61
Tabla 4.5: Equipos instalados en el circuito de molienda y cianuración	64
Tabla 4.6: Especificaciones técnicas del molino Denver 5'x5'	65
Tabla 4.7: Especificaciones técnicas del molino Grieve 5'x5'	65
Tabla 4.8: Especificaciones técnicas del molino chino SBM 6'x10'	66
Tabla 4.9: Tonelaje ingresado en la molienda durante el año 2012	77
Tabla 4.10: Tonelaje por día que ingresa a los molinos de bolas	79
Tabla 4.11: Resultados del análisis gravimétrico del relave del proceso	81
Tabla 4.12: Leyes de carbones en los tanques de agitación	82

Tabla 5.1: Equipos, herramientas y materiales usados en la desorción	84
Tabla 5.2: Movimiento de carbones en el tanque N° 1 en la campaña de oro	85
Tabla 5.3: Movimiento de carbones en los tanques N° 4 y 6 en la campaña de plata	85
Tabla 5.4: Carbón activado del tanque N° 1 que ingresa al reactor	85
Tabla 5.5: Carbón activado del tanque N° 4 y 6 que ingresa al reactor	86
Tabla 5.6: Concentración de Au y Ag en la entrada y salida de la celda de electrodeposición (desorción de oro)	88
Tabla 5.7: Parámetros de operación en la desorción de oro	89
Tabla 5.8: Concentración de Au y Ag en la entrada y salida de la celda de electrodeposición (desorción de plata) en el tanque N° 4	90
Tabla 5.9: Parámetros de operación en la desorción de plata del tanque N° 4	90
Tabla 5.10: Concentración de Au y Ag en la entrada y salida de la celda de electrodeposición (desorción de plata) en el tanque N° 6	91
Tabla 5.11: Parámetros de operación en la desorción de plata del tanque N° 6	91
Tabla 5.12: Equipos, herramientas y materiales usados en la fundición	95
Tabla 5.13: Costo total de los 3 lingotes bullón en la campaña de oro	99
Tabla 5.14: Costo total de los 3 lingotes bullón en la campaña de plata	100
Tabla 5.15: Balance de materia de la planta de beneficio	108
Tabla 5.16: Balance de los insumos para la fundición	109
Tabla 5.17: Balance para el tratamiento del carbón activado	109
Tabla 5.18: Equipos instalados en el área de desorción y fundición	109
Tabla 6.1: Características de la relavera N° 1	112
Tabla 6.2: Mineral tratado en 18 meses (relavera N° 1)	112
Tabla 6.3: Características de la relavera N° 2	112
Tabla 6.4: Características de la relavera N° 3	113

Tabla 6.5: Ampliación y recrecimiento del depósito de relave N° 4	115
Tabla 6.6: Recuperación de Au en el relave N° 1	120
Tabla 6.7: Recuperación de Ag en el relave N° 1	120
Tabla 6.8: Recuperación de Au en el relave N° 2	121
Tabla 6.9: Recuperación de Ag en el relave N° 2	121
Tabla 6.10: Equipos instalados en la relavera	122
Tabla 6.11: Condiciones de operación del agua en el proceso metalúrgico	123
Tabla 7.1: Parámetros de operación del equipo de absorción atómica para la obtención de la curva de calibración del oro	128
Tabla 7.2: Equipos instalados en el laboratorio químico-metalúrgico	130
Tabla 7.3: Equipos, herramientas y materiales usados en la prueba de recuperación	131
Tabla 7.4: Equipos, herramientas y materiales usados en la prueba del consumo de Cianuro de Sodio	132
Tabla 7.5: Prueba de recuperación en botellas N° 1	133
Tabla 7.6: Leyes de oro de muestras de mineral	135
Tabla 7.7: Ley de oro por el método Newmont	136
Tabla 7.8: Leyes de oro de los lotes de mineral por el método Newmont	137
Tabla 8.1: Tonelaje mensual del mineral ingresado en el año 2012	139
Tabla 8.2: Resultados de los lotes de compra	140
Tabla 8.3: Consumo de reactivos en el año 2012	143
Tabla 8.4: Consumo total de reactivos	148
Tabla 8.5: Consumo eléctrico en la planta de beneficio en el año 2012	152
Tabla 8.6: Resumen general de la potencia instalada en la planta de beneficio	154
Tabla 8.7: Caudal mensual de agua en el año 2012	155

INTRODUCCIÓN

En la zona sur del Perú, se desarrolla una intensa actividad minera de oro, teniendo como protagonistas a los mineros artesanales que participan directamente en la producción del mineral, a las plantas comercializadoras que procesan el mineral, a los pequeños empresarios mineros y a todos los profesionales que están a cargo de las diferentes operaciones metalúrgicas a lo largo y ancho de esta zona minera.

Para el beneficio de estos minerales de oro, se aplica el proceso de amalgamación a los minerales de alta ley en oro, y el proceso de cianuración a los minerales de baja ley en oro. Para el caso de amalgamación se usa el quimbalete por los mineros artesanales, y para el caso de la cianuración se usan los tanques de agitación en las plantas de beneficio.

La principal actividad económica de las plantas de beneficio es la compra-venta y el tratamiento de minerales auríferos, en donde las modificaciones a través de las ampliaciones y optimización de los procesos metalúrgicos representan un factor de competitividad y por consiguiente la supervivencia de la empresa.

Por lo tanto el presente informe está enfocado en informar cómo se utiliza con mayor eficiencia la capacidad instalada en una planta de beneficio teniendo definidos los parámetros de operación, con la finalidad de continuar incrementando la producción y mantener los costos de operación.

La planta de beneficio que procesa minerales de oro descrito en el informe, es una de las plantas existentes en el pueblo de Chala, provincia de Caraveli, departamento de Arequipa; estas plantas presentan similares parámetros de operación en sus procesos, distinguiéndose éstas por el tonelaje tratado; en este caso la planta de beneficio procesa entre 120 a 150 TMD.

CAPITULO I

ACOPIO Y RECEPCIÓN DE MINERALES

1.1 Acopio

Se entiende por acopio a la operación unitaria de acumular mineral de uno o varios proveedores para ser transportado hacia la planta. El acopio consiste en identificar las zonas productivas, hacer los contactos con los proveedores, negociar y definir las condiciones de compra.

Los mineros artesanales usualmente venden el oro a los acopiadores ubicados en las zonas de producción o a los comerciantes a cambio del pago de sus víveres o insumos.

El acopio de terceros es la principal fuente de aporte, el 85% de ingreso de mineral proviene del acopio, dentro de los cuales se cuentan con empresas mineras con un aporte mayor y continuo que representa aproximadamente el 50% en tonelaje.

Los proveedores normalmente llevan su mineral a las plantas de beneficio que le paguen lo debido, en un tiempo rápido, con toda la transparencia posible tanto administrativamente como operacional, que lo traten de la mejor forma, y que se encuentre en el lugar más cercano posible a su labor.

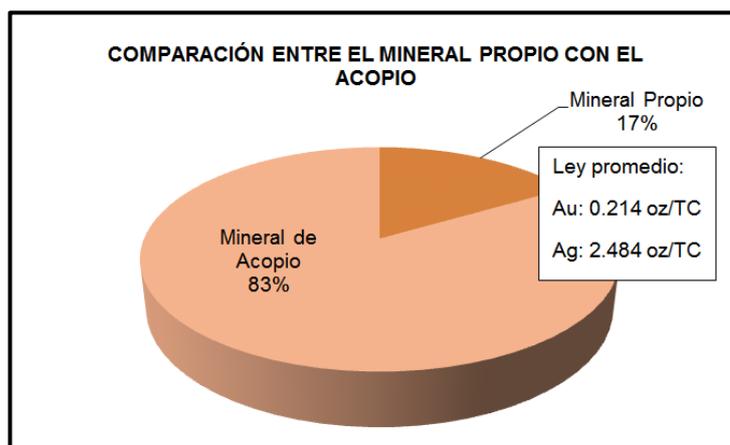


Figura 1.1: Comparación entre los tipos de aporte de mineral

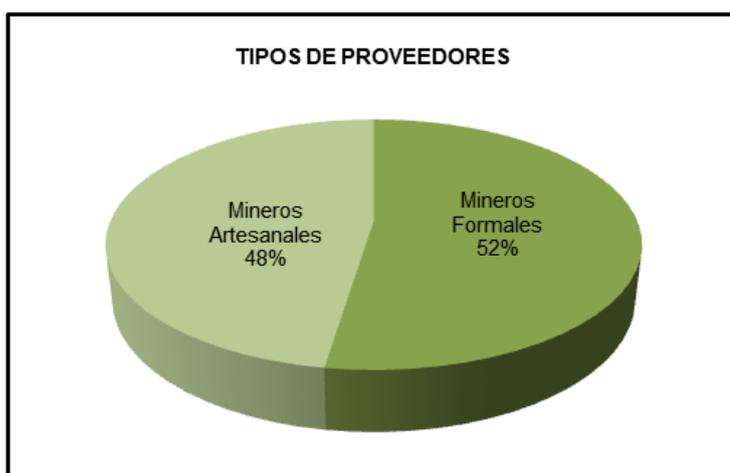


Figura 1.2: Comparación entre los tipos de proveedores que aportan mineral

El acopio de mineral aurífero abarca los distintos productores mineros, bien sea de medianos o pequeños mineros que tienen producciones regulares y con muchos años de operación, así como también de productores mineros que producen estacionalmente en todas las zonas auríferas del Perú, entre ellas tenemos: Arequipa, Ancash, Puno, Piura, Lima, entre otros.

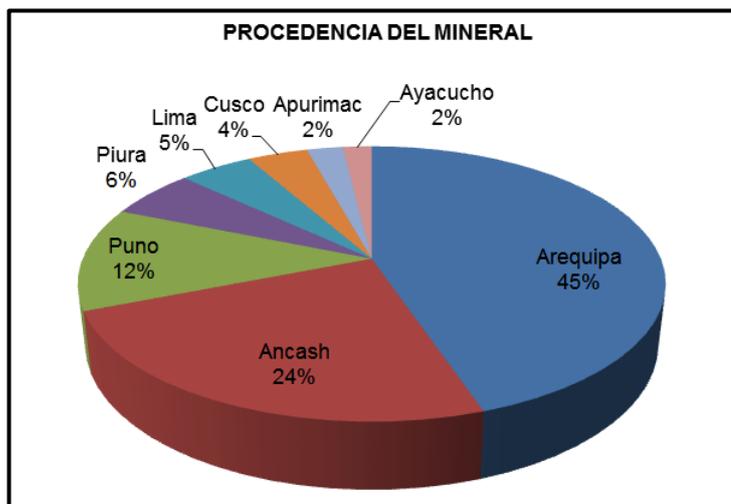


Figura 1.3: Procedencia del mineral que ingresa a la planta de beneficio

1.1.1 Propuesta de Compra

- **Calidad**

Se indica la naturaleza y especificaciones de los contenidos del mineral.

Propuesta: Los minerales de oro y/o relaves contendrán no más de 0.1% Cu soluble en cianuro de sodio, tanto en óxidos y sulfuros, y un contenido mínimo de 0.30 oz de Au/TC. Por lo tanto, si los promedios mencionados no están dentro de las relaciones establecidas, el otorgante o proveedor está autorizado para comercializar dichos minerales y/o relaves a terceros distintos de la planta de beneficio en mención.

- **Recuperación**

Es el descuento debido a deducciones metalúrgicas, por la imposibilidad de recuperación del 100% de los minerales en proceso de transformación como

concentración (relaves y colas), fusión (escorias) y refinación (electrólisis).

Propuesta N° 1: En función del tonelaje mensual que ingresa a la planta de beneficio.

Minerales óxidados:

- ❖ 90% para los óxidos de más de 500 TM al mes.

Minerales sulfurados:

- ❖ 88.0% para los sulfuros de más de 500 TM al mes.
- ❖ 88.5% para los sulfuros de más de 750 TM al mes.
- ❖ 89.0% para los sulfuros de más de 1 000 TM al mes.

Propuesta N° 2: En función de las leyes obtenidas de los lotes de mineral.

Para Au:

- ❖ Para minerales refractarios se considera recuperación de la planta.

Tabla 1.1: Cuadro de recuperaciones según las leyes obtenidas.

Recuperación de sulfuros

Rango de Leyes	Porcentaje de Recuperación
Todos	86%

Recuperación de óxidos

Rango de Leyes	Porcentaje de Recuperación
Mayor a 0.300 oz/TC	90%
Mayor a 0.200 oz/TC y menor a 0.299 oz/TC	85%
Menor a 0.199 oz/TC	80%

Para Ag:

- ❖ Mineral refractario de Ag se considera recuperación de la planta.
- ❖ Ley de 3 a 20 oz se considera ley menos 3 oz y recuperación de 50%.
- ❖ Ley mayor de 20 oz se considera ley menos 3 oz y recuperación de 50%.

- **Maquila**

Constituye una de las deducciones más significativas en la comercialización de minerales.

La maquila para el mineral cubre los siguientes rubros:

- ❖ Manipuleo del mineral o relave.
- ❖ Análisis del lote durante el proceso y del producto resultante.
- ❖ Tarifa de tratamiento o beneficio.
- ❖ Envases o embalaje.

Propuesta N° 1: En función del tonelaje mensual que ingresa a la planta de beneficio.

- ❖ Si las entregas son de 1 a 1 500 toneladas por mes el costo de maquila será de \$ 65/TC.
- ❖ Sin embargo, si el tonelaje supera los 1 500 toneladas por mes, el costo total de la maquila (a partir de una tonelada por mes) sería de \$ 63/TC.
- ❖ Del mismo modo, si el tonelaje es más 2 500 toneladas por mes, el costo total de la maquila (a partir de una tonelada por mes) será de \$ 61/TC.

Propuesta N° 2: En función de las leyes de mineral y de las recuperaciones.

Tabla 1.2: Cuadro de Recuperaciones y maquilas

		Maquilas	Recuperaciones	
		US\$/TM	%Au	%Ag
HASTA	0.200	70	83	50
> 0.200	0.250	75	85	50
> 0.250	0.300	80	87	50
> 0.300	0.400	85	90	50
> 0.400	0.500	90	90	50

- **Consumo de Cianuro de Sodio y Soda Caústica**

Es el descuento debido al consumo adicional de Cianuro de Sodio y de Soda Caústica del mineral que ingresa a la planta de beneficio.

Propuesta: Si el mineral entregado requiere un consumo de Cianuro de Sodio que es mayor que 3 kg/TM y/o un consumo de Soda Caustica mayor que 3 kg/TM, en cada caso, cualquier consumo superior a los límites de consumo indicados se deducirá la diferencia del pago y deberá ser asumido por el proveedor.

- **Cotización**

El Mercado de oro de Londres es el más antiguo mercado de oro con controles y regulaciones muy estrictos. Es el más utilizado en el que participan 5 grandes empresas que fijan diariamente el precio del oro en los denominados fixing. El precio base es referido al fijado de Londres PM o el final de Londres PM del día de la transacción.

La fijación de precios (fixing) son dos reuniones diarias que se realizan en Londres a las 10:00 hrs. (A.M Fixing) y a las 15:00 hrs (P.M. Fixing); lo que corresponde a las 4 a.m. y 9 a.m. en Perú.

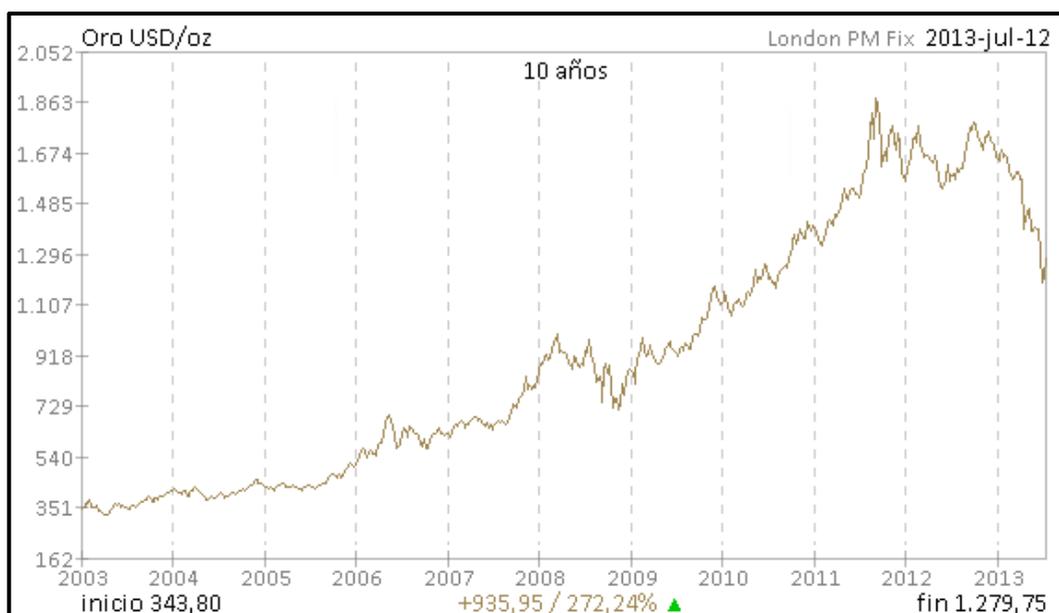


Figura 1.4: Evolución histórica del precio del oro en los últimos 10 años [7]

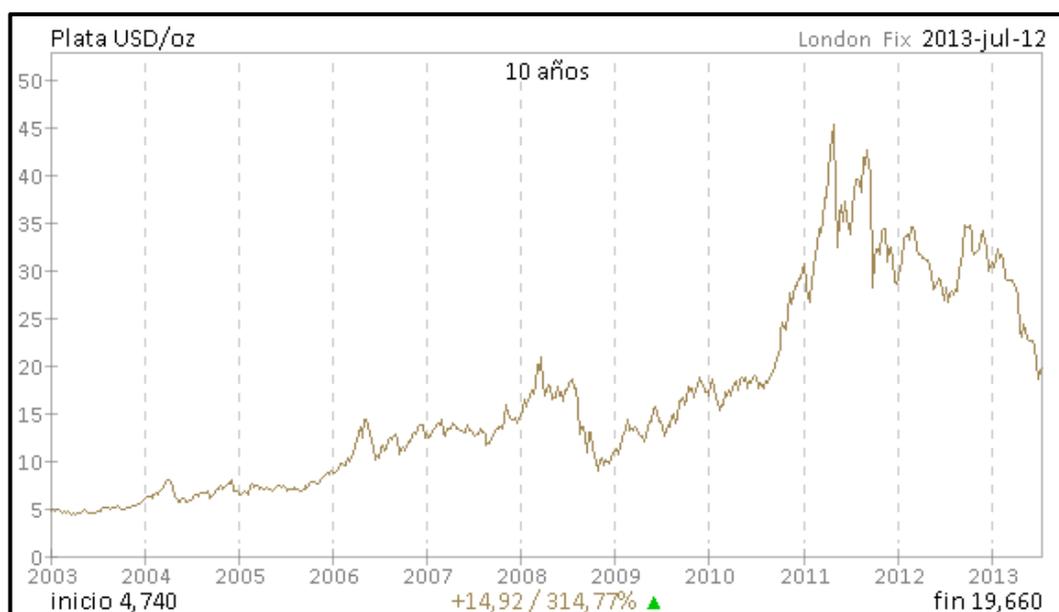


Figura 1.5: Evolución histórica del precio de la plata en los últimos 10 años [7]

Propuesta: El pago se efectúa de acuerdo con la fijación del precio del oro en Londres (PM) de la fecha del muestreo. Cuando no haya publicación de mercado se tomará como referencia, el día anterior publicado, más próximo a la fecha de transacción.

Si el muestreo se realiza en sábado, se utilizará la cotización del día anterior. Si el muestreo se realiza en domingo, se utilizará la cotización del día siguiente. En los casos de los días festivos en la Bolsa de Valores de Londres, se utilizará la cotización del primer día hábil siguiente al día festivo.

- **Determinación de Precios**

Debido a la existencia de diversos grados de elaboración de los productos minero-metalúrgicos, los precios de compra de los metales Au y Ag, no son uniformes, es decir, si bien se basan en las cotizaciones de las Bolsas de Metales, tienen una serie de deducciones, descuentos o premios, según su contenido de metal fino y/o su grado de pureza.

El conocimiento de los diferentes factores que intervienen en la determinación del precio, es importante, tanto para establecer un adecuado control de calidad en la producción, así como para las negociaciones de venta.

Propuesta N° 1: En el cálculo del valor unitario de la liquidación se está considerando US\$ 95 como protección del inter para el oro y US\$ 5 para la plata, US\$ 30 se incluye por gastos diversos relacionados con gastos administrativos que la SUNAT obliga a las empresas a integrar dentro de la propuesta por ser buenos contribuyentes y agentes de retención.

Donde: P.I. Au es el precio internacional del oro.

$$\text{Valor Au} = \left(\text{Ley Au} \times \left(\frac{\% \text{Recup.}}{100} \right) \times (\text{P. I. Au} - 95) - (\text{Maq.} + \text{Cons. adic.} + 30) \right) \times 1.1023$$

$$\text{Valor Ag} = (\text{Ley Ag} - 0) \times 50\% \times (\text{P. I. Ag} - 5)$$

Propuesta N° 2: En el cálculo del valor unitario de la liquidación se está considerando US\$ 60 como protección del inter para el oro y US\$ 5 para la plata.

$$\text{Valor Au} = \left(\text{Ley Au} \times \left(\frac{\% \text{Recup.}}{100} \right) \times (\text{P. I. Au} - 60) - (\text{Maq.} + \text{Cons. adic.} \times 3 + 15) \right) \times 1.1023$$

$$\text{Valor Ag} = (\text{Ley Ag} - 0) \times 50\% \times (\text{P. I. Ag} - 5)$$

- **Intercambio de ensayos y procedimientos dirimentes**

- ❖ Método de ensaye: vía clásica, absorción atómica, etc.
- ❖ Intercambio entre comprador y vendedor, por medio de cartas u otro medio seguro mutuamente acordado.
- ❖ Si las diferencias exceden el límite de tolerancia o split limit (SL) se va a dirimencia.
- ❖ Será asumido por la parte cuyo resultado este más alejado del dirimente.
- ❖ Si el ensaye dirimente es exactamente la media aritmética de ambos resultados, el costo será asumido igualmente por ambas partes (comprador / vendedor).

Propuesta Au: Las leyes y/o de ensayos se aplicarán de la siguiente manera:

- a) Diferencias de leyes por debajo de 0.05 oz/TC. Se aceptan los análisis de plantas tomadas por la Planta de Beneficio.
- b) Diferencias de leyes entre 0.05 oz/TC y 0.10 oz/TC; serán promediadas entre el análisis del proveedor y el análisis de la planta de beneficio.

(Ley de planta+Ley de proveedor-0.050)

2

- c) Diferencias de leyes mayores que 0.10 oz/TC; las muestras se envían a un laboratorio elegido de común acuerdo (dirimencia).
- d) En caso de discrepancia, la calificación final será determinada por la media entre la ley escrita en la liquidación y el resultado del ensaye que está más cerca de él.

Propuesta Ag: Las leyes y/o de ensayes se aplicarán de la siguiente manera:

- a) Diferencia menor a 2 oz vale la ley de la planta.
- b) Diferencia entre 2 a 5.0 oz se promedia.
- c) Mayor a 5.0 oz dirimencia.

1.1.2 Liquidaciones de Compra

- **Calendario de pagos de los lotes**

Se procede de la siguiente manera:

- ❖ Los pagos parciales se efectuarán por cada lote entregado hasta el 80%, sobre la base de una ley minera estimada.

El pago de la totalidad se efectuará una vez se hayan emitido la correspondiente liquidación y orden de pago, y se hará 3 días después del cierre del lote, a través de un cheque no negociable, una carta de garantía o transferencia de ahorro o cuenta corriente, de acuerdo a la solicitud del proveedor. El pago de cada liquidación se considerará

extinguido y la venta será definitiva e irreversible.

- ❖ El proveedor podrá solicitar el pago anticipado sobre el material entregado en la Planta de Beneficio, los valores estimados hasta el 80% del valor total de los minerales entregados.
- ❖ Todo mineral será pagado previa facturación. Todo mineral que no sea facturado se le descuenta el 1.5% de la liquidación y se realizara la liquidación de la compra respectiva.
- ❖ Pasado 20 días de la liquidación no hay lugar a reclamo.

Tabla 1.3: Boleta de liquidación [2]

PROPUESTA DE COMPRA												
PRODUCTOR:		XXXXXXXXXXXXXXXXXXXX						Fecha de Lote:		XX/XX/20XX		
RUC/DNI:		XXXXXX										
MINERAL:		OXIDO										
PROCEDENCIA:		XXXXXX										
Peso Húmedo	Humedad %	TMS	Ley Oz/t Au	P.I. Au	Maquila	Consumo Adicional Kg/tn	% Recup	Valor TMS	Total	Factor	Ag (oz/tc)	Valor Mineral
1.180	3.90	1.134	2.825	1015.75	290.00	83.65	81.10	1851.39	2099.43	1.1023	0.00	2099.43
					REGALIA			0.00				0.00
					Ret. 1.5% Imp. a la renta			1.50				31.49
					Tipo cambio			2.81				2067.94
											S/.	5810.92
					Adelantos	Efectivo	Fletes	31.00	1.180		36.58	102.79
						Efectivo	Adelanto		0.00			0.00
						Análisis Químico		20.00				56.20
						Cambio US\$					2.81	
					TOTAL ADELANTOS							158.99
					SALDO A PAGAR						S/.	5651.93
					VALOR TOTAL A PAGAR						S/.	5651.93

1.2 Recepción

Esta operación se inicia con el pesado de los camiones provenientes de diferentes zonas mineras en una balanza electrónica para camiones con una capacidad máxima de 60 TM; posteriormente, el proceso se lleva a cabo con el descargue de los carros que transportan el mineral a las tolvas de chancado o al piso directamente si se trata de relaves.

La recepción se hace en las instalaciones de la planta, se reciben los camiones de diferentes tonelajes se identifican y pesan por lotes.

Los minerales auríferos son transportados desde las operaciones mineras hasta la planta de beneficio mediante volquetes de 8 a 20 toneladas de capacidad, y se descargan en las canchas de almacenamiento donde se depositan en lotes para luego cargarse a la tolva metálica de almacenamiento primario o tolva de gruesos para ser chancado y posteriormente ser muestreado.

La composición mineralógica promedio de los minerales a recepcionar es la siguiente: cuarzo, hematitas, limonitas, jarosita, magnetita, goetita, pirita, arsenopirita, pirrotita, calcopirita, mercurio.

El área de control de la recepción de minerales, se encarga de identificar el tipo de mineral, de ubicar un área de almacenamiento para el mineral, de la recepción de muestras, de la documentación del minero o empresa minera y/o transportista y principalmente, de cuantificar el tonelaje del mineral para lo cual se dispone de una balanza ubicada en la zona de entrada de la planta con una capacidad máxima de 60 TM con una precisión de $\pm 10\text{kg}$, siendo los lotes registrados mediante el sistema de pesaje SUMINCO S.A.

La balanza digital “truckcell” funciona con un montaje de celdas de carga digitales sin partes móviles susceptibles al desgaste. Requiere una base de profundidad reducida, donde se encuentran instaladas las celdas de carga y la plataforma de pesaje modular; la cual está fabricada con vigas de acero estructural de gran resistencia y de fácil montaje.

Esta Balanza está diseñada para el trabajo pesado, ya que el diseño permite desplazamientos longitudinales y transversales de la plataforma que absorben la inercia del camión cuando frena bruscamente y cuando entra o sale de la plataforma en forma longitudinal.

Adicionalmente está limitada por topes frontales y laterales ubicados en la estructura de la plataforma.

Las celdas de carga digitales marca HBM, permiten calibrar la balanza desde la primera vez y todas las veces que se desee sin la necesidad de utilizar pesas patrón.



Figura 1.6: Balanza digital de 60 toneladas

La balanza digital es una plataforma de concreto con 8 sensores en sus lados laterales con una longitud máxima de 15 m y 3.2 m de ancho; presentando como complemento un par de plataformas metálicas denominados comúnmente “cocodrilos”, lo cual son útiles para trailer que sobrepasan la longitud máxima de la balanza.

Tabla 1.4: Comparación entre la balanza de recepción y una balanza de mayor precisión

Nº de Latas	Peso en la Balanza de Recepción (kg)	Peso en una Balanza de mayor precisión (kg)
2	100	111.24
4	220	222.48
6	320	333.72
8	420	444.96
10	540	556.20
12	640	667.44
14	760	778.68
16	860	889.92
18	960	1 001.16
20	1080	1 112.40

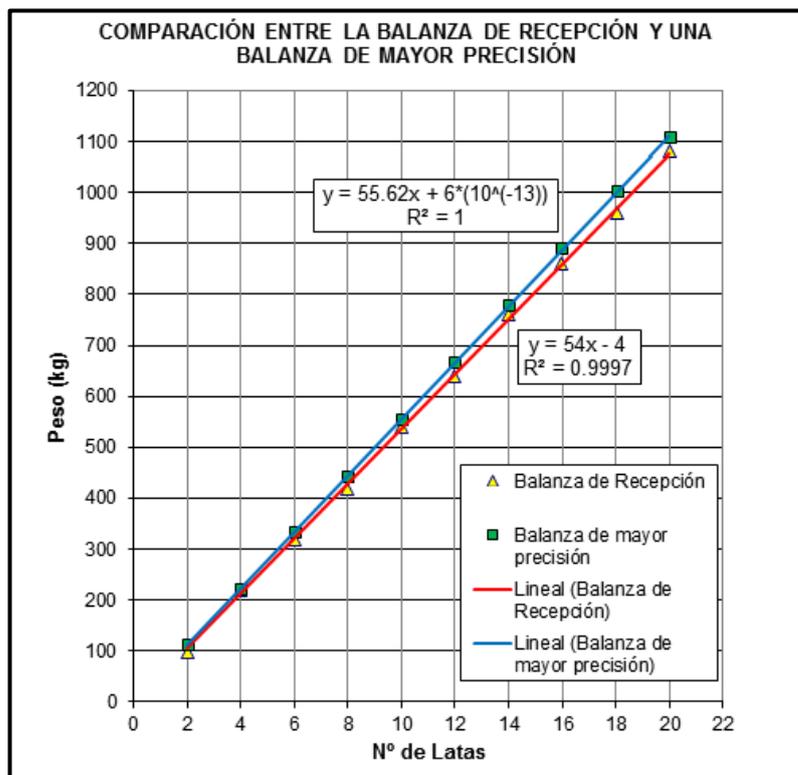


Figura 1.7: Comparación entre los pesos de las latas llenas

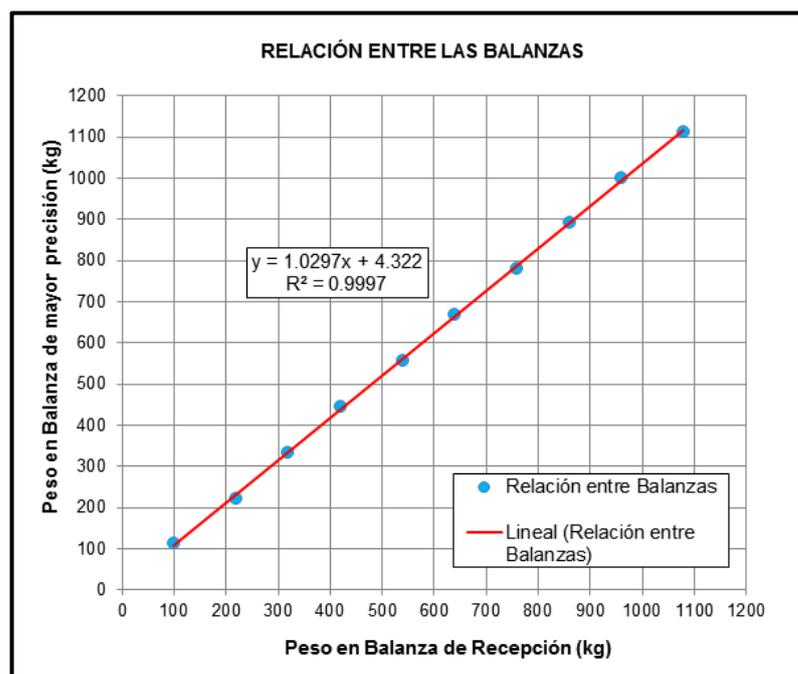


Figura 1.8: Relación entre el peso de recepción y el peso real

El mineral se deposita en una cancha de concreto armado de un área aproximado de 30 m x 30 m que permite tener un stock de 3 000 TM, desde esta cancha se alimenta a la tolva de gruesos, la que es alimentada mediante un cargador frontal.

En la cancha de acopio o de almacenamiento de minerales se tienen minerales oxidados, minerales sulfurados, relaves en lotes debidamente codificados; y además mineral común que es una mezcla de los lotes de mineral ya liquidados, que sirven como alimento para los molinos.



Figura 1.9: Cancha de acopio de minerales

El mineral llega al área de recepción a granel y/o en sacos de 70 kg en promedio. El proceso se lleva a cabo con el descargue de los carros que transportan el mineral a las tolvas de chancado o al piso directamente si se trata de relaves.

CAPITULO II

CHANCADO Y MUESTREO DE MINERALES

2.1 Chancado

Es la primera etapa para el beneficio de minerales, consiste en la aplicación de fuerza mecánica para romper los trozos grandes de mineral hasta reducirlos a un tamaño menor (fragmentos de 100% -3/4") utilizando fuerzas de compresión y en menor proporción fuerzas de fricción, flexión, cizallamiento u otras. Se realiza en máquinas que se mueven a velocidad media o baja en una trayectoria fija y que ejercen presiones inmensas a bajas velocidades, que se caracterizan porque sus elementos trituradores no se tocan y las condiciones principales de esta operación son la oscilación y la velocidad de oscilación, el factor que influye esta condición de operación son las características del mineral (humedad, tamaño y dureza).

Los objetivos de la conminución son:

- 1) Producir partículas de tamaño y forma adecuadas para su utilización directa.
- 2) Liberar los materiales valiosos de la ganga de modo que ellos puedan ser concentrados.
- 3) Aumentar el área superficial disponible para reacción química.

Esta área presenta 3 circuitos de chancado: 2 circuitos cerrados (chancado primario y secundario) y 1 circuito abierto (chancado primario).

Tiene como objetivo reducir el tamaño del mineral de 10" (tamaño máximo) a 100% -3/4".

2.1.1 Procedimientos para el Arranque y Apagado de los Circuitos de Chancado

- Circuitos de Chancado N° 1 y 2

Antes de iniciar el arranque se tiene que verificar que los equipos mencionados a continuación se encuentren en perfecto estado.

- a) Se rompe los bancos de mineral mayores a 8".
- b) Se agrega agua al mineral para evitar la formación de polvos.
- c) Se toca la alarma de arranque preventivo por 15 segundos.
- d) Arranque de la bomba de aceite de la chancadora cónica Symons 2.4'.
- e) Si el aceite se encuentra a una temperatura alta (45 °C), arranque el radiador (ventilador) para disminuir su temperatura.
- f) Arranque de la chancadora cónica Symons 2.4'.
- g) Arranque de la chancadora de quijada Denver.
- h) Arranque de la zaranda vibratoria.
- i) Arranque de la faja transportadora N° 2 (para el circuito 2: N° 3)
- j) Arranque de la faja transportadora N° 3 (para el circuito 2: N° 2)
- k) Arranque de la faja transportadora N°1.
- l) Arranque del grizzly vibratorio (alimentador).
- m) Se hace ingresar el mineral.

Después de terminar con la operación de chancado, primero se apaga el Alimentador y la chancadora de quijada, luego se paran los equipos en el orden inverso del arranque.

- Circuito de Chancado N° 3

Antes de iniciar el arranque se tiene que verificar que los equipos mencionados a continuación se encuentren en perfecto estado.

- a) Se hace limpieza de la malla de la zaranda vibratoria 3'x5'.
- b) Se coloca la carretilla debajo del tubo de descarga.
- c) Arranque la chancadora de quijada de 10"x16".
- d) Arranque la chancadora de quijada de 8"x10".
- e) Arranque la zaranda vibratoria 3'x5'.
- f) Arranque de la faja transportadora.
- g) Se hace ingresar el mineral.

Después de terminar con la operación de chancado, se apagan los equipos en el orden siguiente:

- a) Apagado de la chancadora de quijada de 10"x16".
- b) Apagado de la zaranda vibratoria 3'x5'.
- c) Apagado de la chancadora de quijada de 8"x10".
- d) Apagado de la faja transportadora.

El criterio para el arrancado de equipos, es el de arrancar los equipos que presentan motores eléctricos con mayor potencia y por lo tanto mayor consumo de corriente.

2.1.2 Circuitos de Chancado

- **Circuito de chancado N° 1**

El circuito de chancado N° 1 es un circuito cerrado que tiene una capacidad de chancado de 15 TMH/h, un radio de reducción de 8 y una carga circulante de 50%.

El mineral procedente de las operaciones mineras es llevado a la tolva de gruesos de 60 TM de capacidad que presenta en la parte superior una parrilla grizzly.

El grizzly tiene como función atrapar el mineral que presente un tamaño de +6", que luego serán reducidos mediante combazos manualmente.

Al ser abierta la escotilla, que se encuentra en la parte inferior de la tolva, el mineral pasa a un alimentador vibratorio de 2'x3' con abertura de 1", se clasifica el mineral en 2 fracciones: una gruesa (+1") y una fina (-1").

La fracción gruesa pasa hacia una Chancadora Primaria de Quijadas de 12"x16", donde el mineral grueso es reducido de tamaño 80% -2", cuyo producto juntamente con los finos, pasan hacia una faja transportadora N° 1. Todas las fajas transportadoras presentan reductores de corona sin fin de 10 a 1 de marca METALSA.

En el extremo de esta faja transportadora se tiene un imán suspendido 15"x18" de la marca Eriez Magnetics que tiene como función atrapar elementos metálicos presentes en el mineral chancado; luego esta faja traslada el mineral hacia una Zaranda Vibratoria de 3'x5' la cual presenta una malla autolimpiante de acero

poliuretano de 3/4" de abertura, especial para el zarandeo de material húmedo-pegajoso, con un porcentaje de 66% de eficiencia en la clasificación; lo cual clasifica el mineral en 2 fracciones: una gruesa (+3/4") y una fina (-3/4").

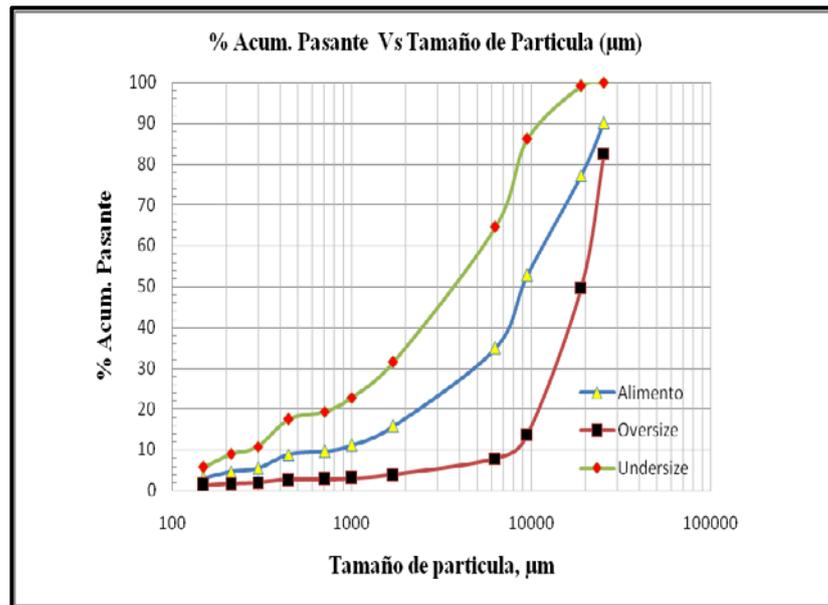


Figura 2.1: Curvas de distribución granulométrica de la zaranda vibratoria 3'x5'

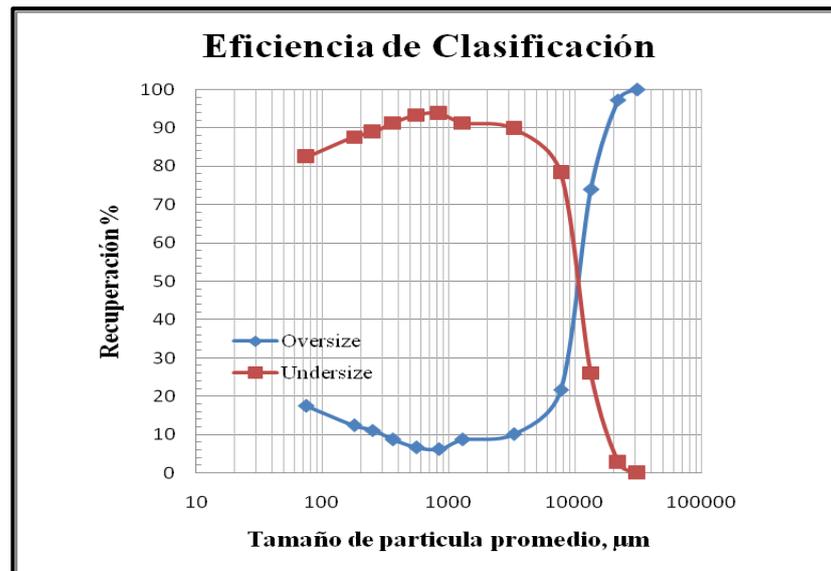


Figura 2.2: Curvas de eficiencia de clasificación de la zaranda vibratoria 3'x5'.

Obsérvese en el gráfico que el d_{50} es 1 0827.319 µm.

Los gruesos son alimentados a una chancadora cónica Symons estándar de 2.4' con una capacidad de 17.52 TMH/h, donde el mineral grueso es reducido de tamaño a 100% -3/4" descargándose a la faja transportadora N° 3, para luego ser transportado nuevamente por la faja transportadora N° 1 lo cual cierra el circuito de chancado.

El mineral producto de -3/4" llega a la zaranda vibratoria 3'X5' lo cual pasa junto con la fracción fina, descargándose el mineral en la faja transportadora N° 2; es recibido por el cargador frontal mediante un tubo de PVC de aprox. 4 m colocado en la descarga de la faja.

El mineral de 100% -3/4" puede ser muestreado en la faja N° 2 o en cancha (por puntos).

Una vez chancado y muestreado el mineral, se procede a almacenarlo en la cancha de acopio o llevarlo directamente a la tolva de finos, una vez aprobado la compra (liquidado), para la siguiente etapa del proceso.

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

El mineral "común" o liquidado pasa por el circuito de chancado y cae directamente a la tolva de finos de 100 TM de capacidad para ser el mineral alimento de los molinos de bolas. Éste común es una mezcla entre mineral y relave en la relación (3:1), esto es para el cuidado de los equipos, preferentemente de la chancadora cónica Symons que sólo tolera minerales con humedad de hasta 5%.



Figura 2.3: Circuito de chancado N° 1

- **Circuito de chancado N° 2**

El circuito de chancado N° 2 es un circuito cerrado que tiene una capacidad de chancado de 25 TMH/h y un radio de reducción de 13.

En este circuito cerrado de chancado normalmente se chanca todos los lotes de minerales que se traen a la planta; dejando el chancado del mineral común o de las minas propias de la empresa al circuito de chancado N° 1.

Presenta una tolva de 80 TM de capacidad en la cual el mineral ingresa directamente mediante un volquete o mediante el cargador frontal cayendo sobre una parrilla grizzly compuesta de rieles de acero que tiene como función atrapar al mineral de tamaño +8".

Al abrir la compuerta, que se ubica en la parte inferior de la tolva, el mineral cae

por gravedad hacia el alimentador vibratorio 3'x5' que presenta una parrilla con una abertura entre los rieles de 1".

El mineral menor a 1" pasa directamente a la faja transportadora N° 1 mientras que el mineral mayor a 1" sirve como alimento a la chancadora de quijada Fima de 16"x24".

Tabla 2.1: Datos técnicos de la chancadora de quijada Fima de 16"x24"

Dimensiones (mm)	400x600
Dimensiones de carga de los materiales (mm)	400x600
Dimensiones máximas de carga de materiales (mm)	340
Ámbito de ajuste de las dimensiones de descarga (mm)	60±30 o 30-90
Capacidad de producción (m ³ /h)	18-37
Peso de la máquina (TM)	6.56
Dimensiones de la máquina total (m)	1.56x1.74x1.59

Todas las fajas transportadoras presentan reductores de corona sin fin de 10 a 1 de marca METALSA.

La faja transportadora N° 1 traslada el mineral fino del alimentador vibratorio, el mineral chancado de la chancadora de quijada y el mineral que se descarga de la chancadora cónica; hacia la zaranda vibratoria de un piso 4'x8' que dispone de una malla autolimpiante de acero poliuretano de 5/8" de abertura, especial para el zarandeo de material húmedo-pegajoso.

El mineral menor a 5/8" pasa directamente a la faja transportadora N° 3 mientras que el mineral mayor a 5/8" pasa hacia la faja transportadora N° 2 que presenta en su extremo un imán suspendido de 15"x18" de la marca Eriez Magnetics teniendo como función capturar todos los elementos metálicos que puedan

dañar las fajas y la chancadora cónica.

Al final de la faja transportadora N° 2 se encuentra la chancadora cónica Symons estándar de 2.4' de diámetro y una capacidad de 14.60 TMH/h.

El mineral a - 5/8" pasa a la faja transportadora N° 3, en donde es conducido hacia un tubo vertical de PVC, para que descargue uniformemente dentro de la cuchara del cargador frontal.

Una vez chancado y muestreado el mineral, se procede a almacenarlo en la cancha de acopio o llevarlo directamente a la tolva de finos, una vez aprobado la compra (liquidado), para la siguiente etapa del proceso.

El producto del chancado del circuito es 100% - 5/8", con una humedad promedio de 7 a 8% producto de agregar agua para evitar la polución de polvos en el circuito de chancado.



Figura 2.4: Circuito de chancado N° 2

- **Circuito de chancado N° 3**

El circuito N° 3 es un circuito abierto que se utiliza para lotes menores a 3 TM, tiene una capacidad de chancado de 6 toneladas por hora y un radio de reducción de 5.

El chancado en este circuito se realiza saco a saco, en una tolva pequeña acoplada a la chancadora (peso promedio de cada saco de mineral 85 kg), ingresando a una chancadora de quijada 10"x16"; esta descarga va una zaranda vibratoria 3'x5' de un piso de malla autolimpiante de 1".

Tabla 2.2: Datos técnicos de la chancadora de quijada 10"x16"

Tamaño de Alimentación	250x400 mm
Pedazo máximo	210 mm
Rango de ajuste	20 – 60 mm
Capacidad	5 – 20 t/h
Peso de la Maquinaria	2 325 Kg

El undersize cae a una faja transportadora, mientras que el oversize pasa a una chancadora de quijada Denver de 8"x10" que reduce el mineral a 100% - 1". El producto chancado se une al undersize de la primera chancadora y se recepciona en carretillas para su posterior muestreo por puntos.

Una vez chancado y muestreado el mineral, se procede a almacenarlo en la cancha de acopio. Luego de ser liquidado es juntado con el mineral común, para ser chancado en el circuito N° 1 y ser depositado en la tolva de finos para la siguiente etapa del proceso.



Figura 2.5: Circuito de chancado N° 3

El circuito N° 1 está acondicionado por la zaranda 3'x5', por no poder clasificar un mayor tonelaje; el circuito N° 2 está acondicionado por la chancadora cónica Symons 2.4ft, por no poder chancar un mayor tonelaje; y finalmente, el circuito N° 3 está acondicionado por la chancadora de quijada 8"x10", por no poder chancar un mayor tonelaje.

Tabla 2.3: Capacidad de las chancadoras de quijada

	L	S	T (TC/h)	TR (TC/h)	TR (TM/h)
12" x 16"	16"	1.8"	16.8	12.1	10.9
16" x 24"	24"	2.3"	33.6	24.2	21.9
10" x 16"	16"	1.5"	14	10.1	9.1
8" x 10"	10"	1.2"	7	5.1	4.6

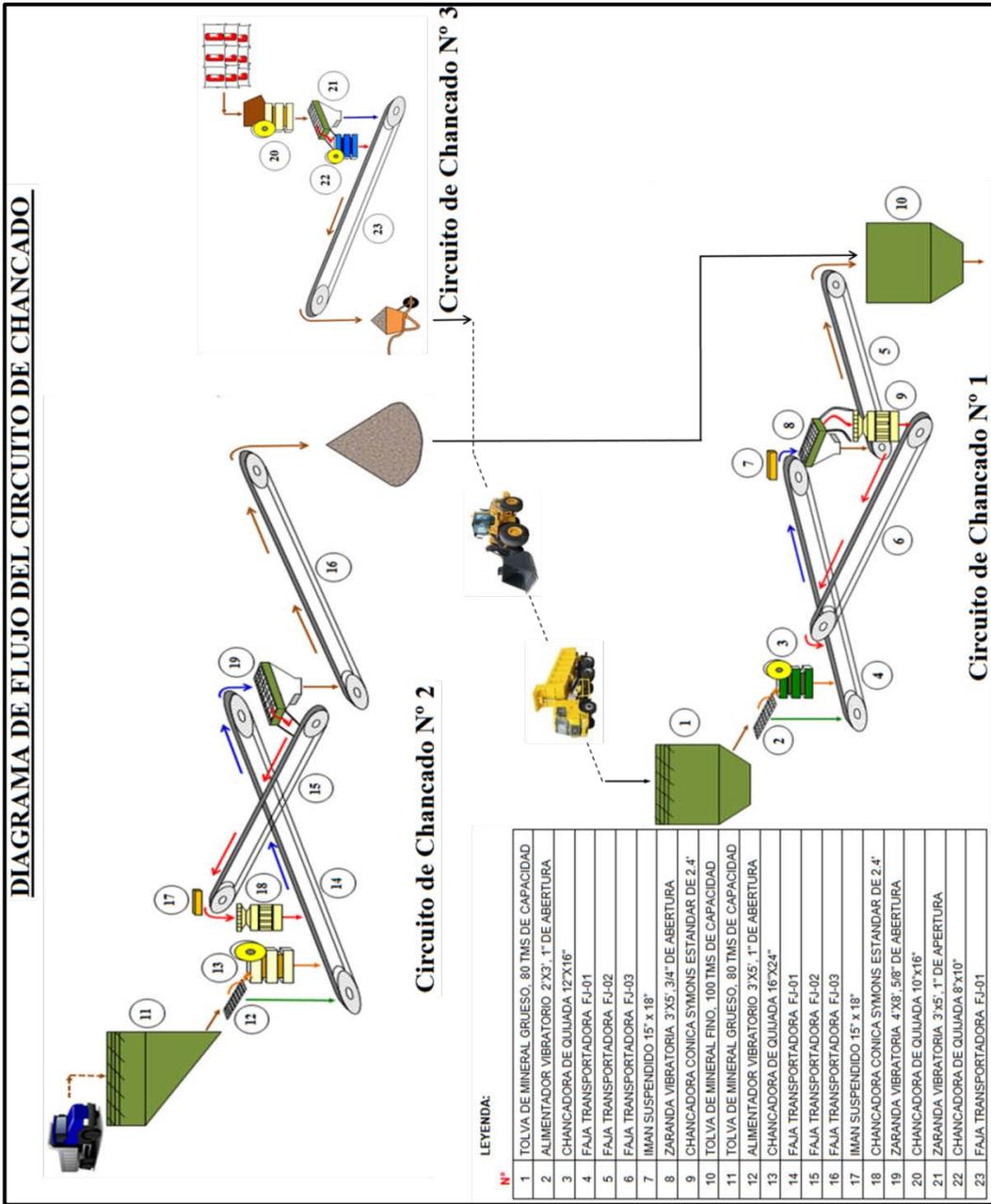


Figura 2.6: Diagrama de flujo de los circuitos de chancado

Tabla 2.4: Equipos instalados en los circuitos de chancado

CIRCUITO DE CHANCADO N° 1 Descripción	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Voltaje (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Chancadora cónica Symons 2.4 ft	40	29.83	1 175	440	51.00	24.40
Chancadora de quijada 12"x16"	30	22.37	1 755	440	34.40	18.40
Alimentador 2'x3' - 1"	5	3.73	1 715	440	7.00	3.50
Zaranda 3'x5' - 3/4"	5	3.73	1 715	440	7.00	3.90
Faja N° 1 20" x 9.6m - 10/1	5	3.73	1 715	440	7.00	3.80
Faja N° 2 18" x 8.0m - 10/1	5	3.73	1 715	440	7.00	3.80
Faja N° 3 21" x 8.0m - 10/1	5	3.73	1 715	440	7.00	3.30
Bomba de aceite 1 1/4" x 1 1/4"	4	2.98	1 700	440	5.90	3.00
Bomba de aceite 1 1/4" x 1 1/4"	4	2.98	1 700	440	5.90	3.00
Ventilador de la bomba (radiador)	1	0.75	1 700	440	1.20	0.50
TOTAL	104	77.55			133.4	67.6

CIRCUITO DE CHANCADO N° 2 Descripción	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Voltaje (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Chancadora cónica Symons 2.4ft	40	29.83	1 180	440	51.00	27.20
Chancadora de quijada 16"x24"	40	29.83	1 180	440	34.40	22.60
Alimentador 3'x5' - 1"	5	3.73	1 715	440	7.00	4.40
Zaranda 4'x8' - 5/8"	5	3.73	1 715	440	7.00	4.30
Faja N° 1 20" x 12.7m - 10/1	5	3.73	1 730	440	7.00	4.20
Faja N° 2 21" x 10.2m - 10/1	5	3.73	1 730	440	7.00	3.20
Faja N° 3 22" x 12.7m - 10/1	5	3.73	1 730	440	7.00	3.50
Bomba de aceite 1 1/4" x 1 1/4"	4	2.98	1 700	440	5.90	3.00
Bomba de aceite 1 1/4" x 1 1/4"	4	2.98	1 700	440	5.90	3.00
Ventilador de la bomba (radiador)	1	0.75	1 700	440	1.20	0.50
TOTAL	114	85.01			133.4	75.9

CIRCUITO DE CHANCADO N° 3 Descripción	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Voltaje (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Chancadora de quijada 1 10"x16"	25	18.64	1 180	440	35.60	14.90
Chancadora de quijada 2 8"x10"	12.5	9.32	1 755	440	16.70	9.20
Zaranda 3'x5' - 1"	3	2.24	1 715	440	4.34	2.60
Faja 19" x 5.8m - 10/1	5	3.73	1 715	440	7.00	3.92
TOTAL	45.5	33.93			63.64	30.62

2.2 Muestreo

En el procedimiento de muestreo se obtiene una muestra representativa de cada lote que ingresa a la planta de beneficio. Esta muestra es obtenida mediante diferentes métodos de muestreo para posteriormente efectuar el análisis químico-metalúrgico respectivo y determinar la ley de oro que contiene.

2.2.1 Tipos de muestreo

- Muestreo por puntos, muestreo por coneo y cuarteo

También es denominado muestreo en cancha. Consiste en expandir (hacer una cama) del mineral chancado o mineral fino (llampo) en la cancha, previamente coneadado, para luego sacar muestras con ayuda de una lampa en toda la superficie del lote. Las muestras obtenidas nuevamente son coneados y muestreado por puntos; así sucesivamente, hasta que finalmente al cono se le coloca una cruceta, la cual se toma un par opuesto, obteniéndose aproximadamente 30 kg de muestra colocándose en sacos, para luego ser llevado al área de polveo, debidamente codificados.



Figura 2.7: Muestreo por puntos, por coneo y cuarteo de un mineral

- Muestreo por faja

Consiste en sacar muestras de mineral, mediante un cortador, en la faja que transporta el mineral chancado en un circuito de chancado.

En el circuito de chancado N° 1, el mineral de 100% -3/4" es muestreado en la faja transportadora N° 2 manualmente con una paleta de 7"x4" que "corta" la muestra cada 1.2 m de distancia, obteniéndose una muestra equivalente en peso al 10% del peso total del lote chancado; siendo finalmente la muestra obtenida, muestreada por puntos y por coneo y cuarteo.

En el circuito de chancado N° 2, el mineral de 100% - 5/8" es muestreado en la faja transportadora N° 3 mediante una cuchara de 1' que corta perpendicularmente a la faja, obteniéndose una muestra equivalente en peso al 10% del peso total del lote chancado; siendo finalmente la muestra obtenida, muestreada por puntos y por coneo y cuarteo.

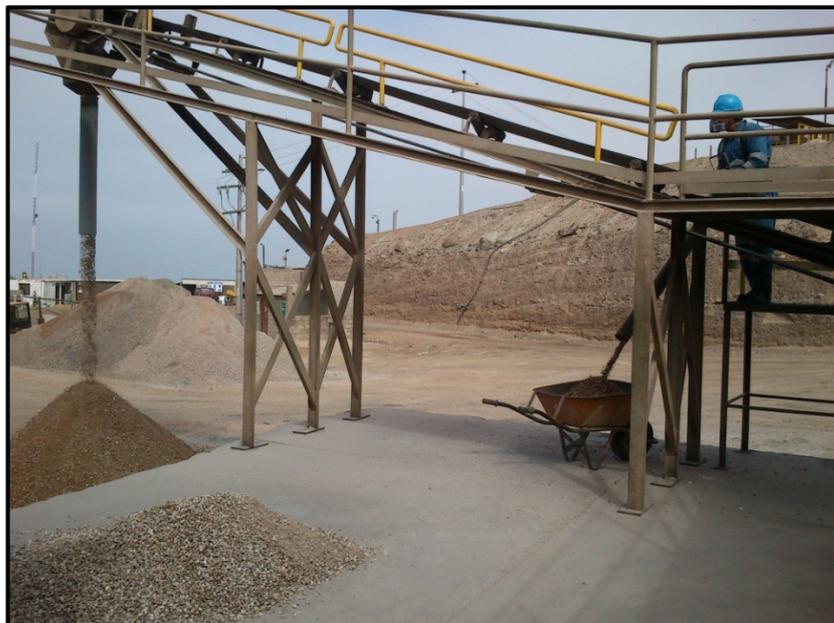


Figura 2.8: Muestreo por faja en el circuito de chancado

- Muestreo con tubo (lanza)

Consiste en sacar muestras mediante un tubo de aproximadamente 1 m de largo denominado lanza o pluma sobre toda la superficie del mineral.

Los relaves son muestreados mediante este método, siendo las muestras obtenidas llevadas directamente a la sala de cuarteo, por presentar granulometría fina y humedad alta.



Figura 2.9: Muestreo con lanza de un relave

- Muestreo con el cuarteador Jones

Consiste en particionar un lote en dos muestras representativas, haciendo uso del cuarteador Jones.

Este muestreo se hace a pedido del proveedor, a una muestra final que ha sido

muestreada por faja, por puntos y por coneo y cuarteo. Las dos muestras obtenidas se utilizan: una para los análisis químicos-metalúrgicos y la otra queda almacenada como remuestreo.

- Muestreo saco por saco

Consiste en sacar muestras manualmente en todos los sacos de mineral de un respectivo lote.

Este muestreo se hace a pedido del proveedor, y normalmente se hace en lotes de relave. En cada saco que se descarga del relave, se toma una muestra con las manos hacia sacos debidamente codificados; para luego ser llevados a la sala de cuarteo.

CAPITULO III

MOLIENDA EN SECO Y CUARTEO

3.1 Molienda en seco

En esta área son recibidas las muestras de los lotes de mineral luego de ser muestreados.

Las muestras son secadas en su totalidad en unas parrillas metálicas, colocadas sobre una cocina a gas.

En esta área está instalada una línea de aire para ventilar y expulsar los vapores tóxicos del secado; prontamente se va a tener una campana extractora para reemplazarlo.

Una vez secas las muestras son cargados a cualquiera de los cinco molinos polveadores, para que en un tiempo de 1 hora aprox. y obtener una muestra a 100% -70m.

3.1.1 Componentes del área

- Chancadora de quijada Denver de 6"x8"

Esta chancadora se utiliza si el mineral muestreado traído a esta área, presenta granulometría gruesa ($>3/4''$) entonces previamente de cargarlos a los molinos polveadores, se reduce de tamaño mediante la chancadora de quijada 6"x8"; donde el mineral chancado se recibe en la parte inferior.

Normalmente, el mineral que ingresa a esta chancadora de quijada es la proveniente del Circuito de Chancado N° 3 ($< 1''$).



Figura 3.1: Chancadora de quijada Denver de 6"x8"

- Molinos en seco para producir finos

Como paso final a este proceso se tienen los también llamados "molinos polveadores" de 30 kg de capacidad. Estos molinos sirven para moler el mineral seco mediante bolas de acero de 1", 1.5", 2"; de menos 1/2" a 100% -70m.

Las muestras que se cargan a los molinos deben presentar un porcentaje de

humedad bajo, es por eso que se hacen secar en una cocina Surge de 3 hornillas a gas, en parrillas metálicas.

Luego el mineral se carga en cualquiera de los molinos de 30 kg cada uno, girando a 42 RPM; en un tiempo de una hora para un mineral, y 10 min para el llampo (mineral fino).

Se descarga el mineral sobre una cama de caucho en donde se saca de 10 a 15 kg para entregarlo a la sala de cuarteo.



Figura 3.2: Molinos de 30 kg de capacidad y de 42 RPM

Tabla 3.1: Equipos instalados en el área de la molienda en seco

SALA DE POLVEO DESCRIPCION	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Molino 1 2.5'x1.5'	5	3.73	1 715	440	7.00	4.50
Molino 2 2.5'x1.3'	7.5	5.59	1 740	440	10.00	6.20
Molino 3 2.5'x1.5'	5	3.73	1 715	440	7.00	5.10
Molino 4 2.5'x1.3'	5	3.73	1 715	440	7.00	4.90
Chancadora de quijada 6"x8"	5	3.73	1 715	440	7.00	6.50
TOTAL	27.5	20.51			38	27.2

3.2 Cuarteo

El cuarteo tiene como objetivo reducir las muestras de mineral a cantidades menores viendo que las mismas sean representativas y lo más homogéneas posible.

El método de muestreo es el de pesado, chancado y cuarteo; para la determinación de la humedad se toma una muestra que será introducida en un horno a 110° C durante 1 hora y 30 minutos para luego aplicar la fórmula para determinar la humedad.

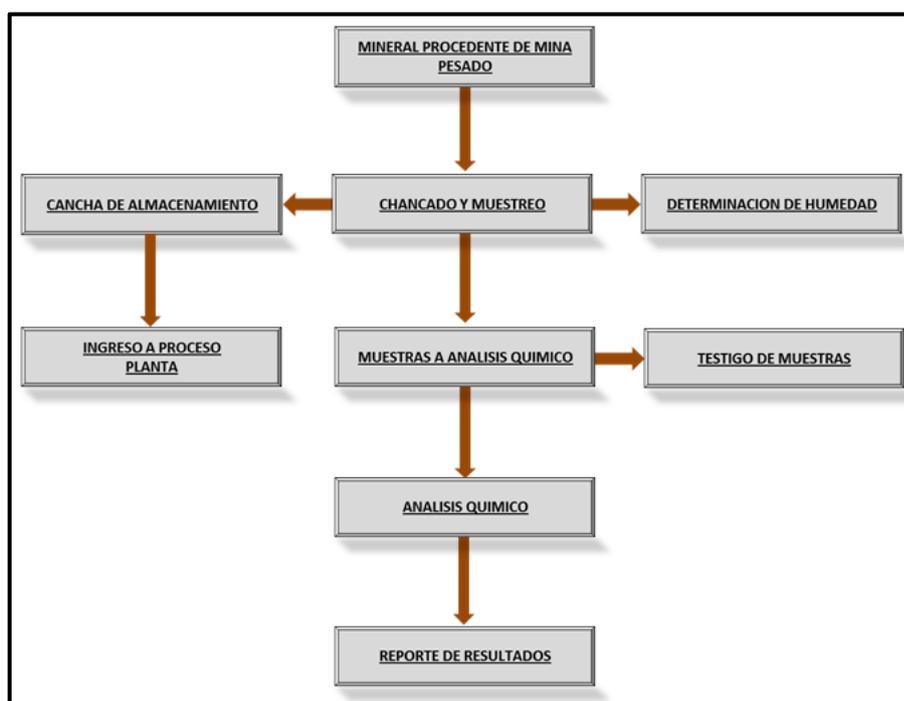


Figura 3.3: Proceso de muestreo y determinación de la humedad [2]

El mineral polveado es entregado a esta área para iniciar el proceso de cuarteos sucesivos, mediante cruceta, hasta obtener 4 muestras de 1 kg que se entregan respectivamente al proveedor, dos al laboratorio para pruebas metalúrgicas y la

cuarta se guarda como muestra testigo o “muestra dirimente”. Esta muestra dirimente se utiliza cuando las leyes de la planta y del proveedor tienen una diferencia mayor a 0.100 oz de Au/TC el cual se envía a un laboratorio externo certificado.



Figura 3.4: Cuarteado del mineral fino

CAPITULO IV

MOLIENDA, CIANURACIÓN Y ADSORCIÓN

4.1 Molienda y Clasificación

Es la segunda etapa para el beneficio de minerales, consiste en la aplicación de fuerza mecánica para romper los trozos pequeños de mineral hasta reducirlos a un tamaño de grano adecuado para lograr una liberación de los metales que se requiere recuperar. Se realiza utilizando grandes equipos giratorios o molinos de forma cilíndrica, que contienen en su interior bolas de acero que actúan como medio moedor de dureza superior al mineral que ingresa. La molienda se lleva a cabo mediante el impacto, fricción o atrición de las bolas con las partículas del mineral logrando así alcanzar un tamaño de partícula óptimo para que ingrese a la siguiente etapa de su tratamiento.

Las condiciones principales de esta operación son el tonelaje de alimentación, porcentaje de humedad, dosificación de reactivos, clasificación y velocidad de rotación.

El alimento a los molinos presenta un %H₂O de 1-3 y una ley de 12-18 g/TMS; proviene de la tolva de finos de 100 TM de capacidad, que presenta un sistema de descarga por gravedad a la faja transportadora, por medio de una compuerta

regulable de descarga en la parte inferior de la tolva, para controlar el flujo y para descargar el mineral en las fajas transportadoras N° 1, N° 2, N° 3 y N° 4 transportando así el mineral chancado a una tasa de 5-7 TMH/h; a los molinos de bolas Chino 6'x10', Denver 5'x5' y Grieve 5'x5' dependiendo del circuito de molienda que se esté utilizando.

La operación de molienda se realiza con el molino chino 6'x10' y/o molino Denver 5'x5' como molienda primaria; quedando el molino Grieve 5'x5', como remolienda; pero por estar en mantenimiento mecánico cualquiera de ellas, las restantes forman un circuito de molienda en donde es disminuido o aumentado el tonelaje del mineral entrante.

Junto con el mineral de alimento, se adiciona de 30-40% del retorno, 500-700 l de barren o agua y de 3-6 l de reactivos (NaCN, NaOH) por tonelada de mineral (los flujos dependen de los parámetros del overflow: 1 500-2 000 cm³ de NaCN/min, 600-1 400 cm³ de NaOH/min); para mantener dentro del molino primario de bolas 6'x10' una densidad de pulpa de 1 700-1 800 g/l, con un porcentaje de sólidos de 65-70%, un pH de operación que oscila entre 10.5-11.5

La pulpa acondicionada en los molinos con un P₈₀ de 89.71 µm (aprox. 170m), es descargada a un cajón receptor a través de canales rectangulares, desde el cual mediante una bomba de pulpa ESPIASA es impulsada hasta el hidrociclón de 6"Ø de marca ICBA donde se realiza la clasificación del mineral molido en gruesos y finos.

Los gruesos (underflow) del ciclón con 55% de sólidos, retornan al molino por gravedad y se dividen mediante un cortador, recirculando el 30% al molino Chino 6'x10' y/o Denver 5'x5' y el 70% al molino de bolas Grieve 5'x5' de remolienda;

mientras que los finos (overflow) alimentarán también por gravedad a un tipo de zaranda denominado DSM N° 25.

Tabla 4.1: Parámetros metalúrgicos en la molienda y clasificación

Molino 6' X 10':		Ciclón D6:	
TMS/d	138.51	Alimentación	14.89 TMS/h
TMH/h	6.08	Over	6.08 TMS/h
Humedad	5 %	Under	8.81 TMS/h
TMS/h	5.77		
GE	2.7 gr/cc	Overflow:	
Carga Circulante	1.45	% Sólidos	41.18
Descarga del Molino	14.42	Dilución (D)	1.43
Dilución (D)	0.79		
% Sólidos	55.69	Agua	208.28 m ³ /d
		Work index	18.53 kW-h/TC
Molino 5' x 5':		Dureza de mineral	Medio duro
GE	2.7 gr/cc	Molienda selec.	80% -200m
% Sólidos	65.40	Sólid. en molienda	67%
Desc. del Molino	0.47 TMS/h	Sólid. en cianuración	42%
Dilución (D)	0.53	pH de trabajo	10.5 - 11
Carga Circulante	1.45	Recuperación del oro	90%

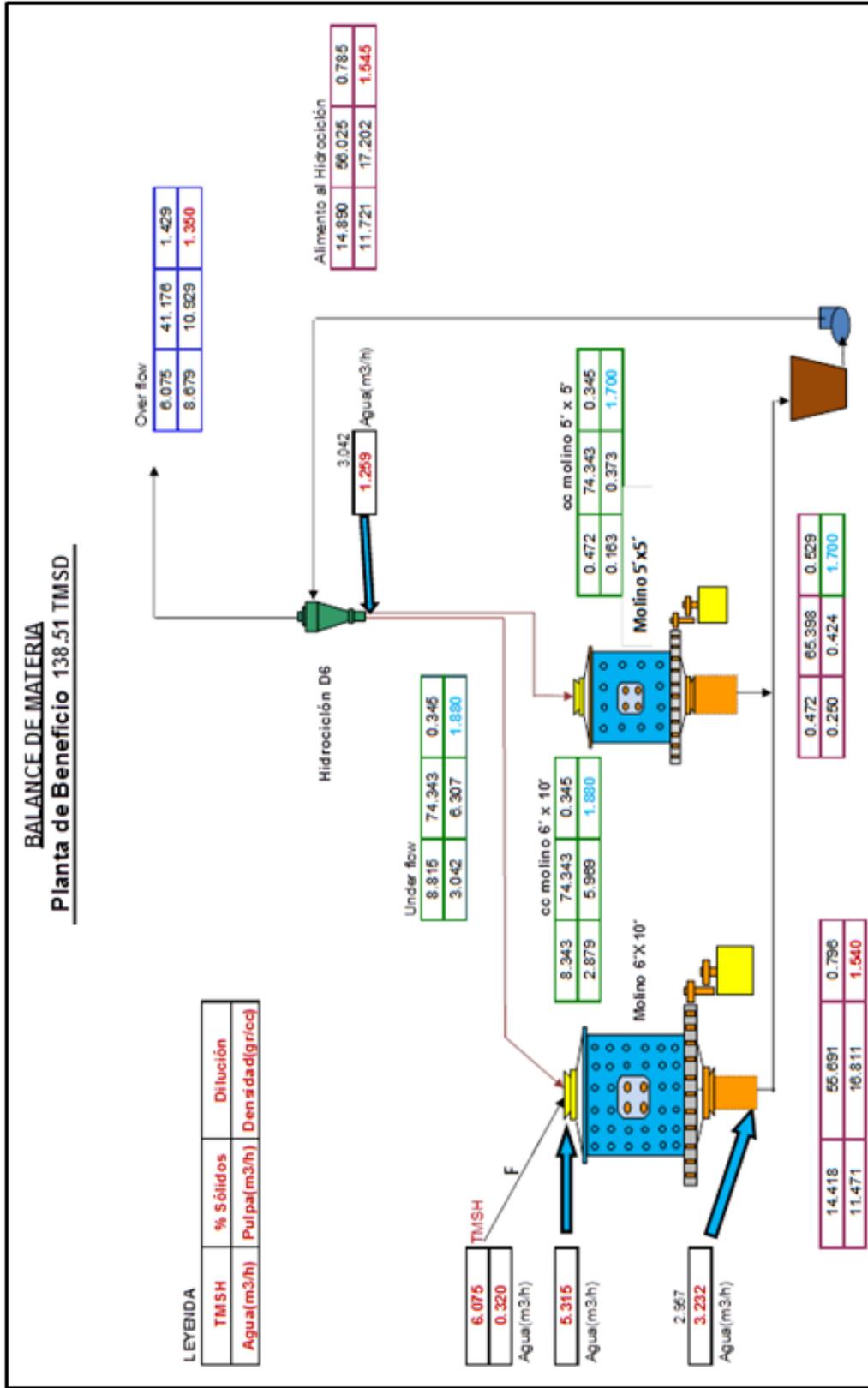


Figura 4.1: Balance de materia de la molienda y clasificación

4.2 Cianuración y Adsorción

Es la tercera etapa para el beneficio de minerales, consiste en la aplicación de soluciones químicas para recuperar los metales valiosos de la mena mineral. Se basa en que el oro nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas.

La cianuración de los valores se lleva a cabo en tanques de agitación, con lo que se logra una mayor disolución en menor tiempo haciendo que la cinética de la disolución sea más rápida. Para recuperar el metal valioso diluido en la solución cianurada se utiliza carbón activado en contacto con la pulpa.

El grado de recuperación depende de diversos factores tales como grado de liberación del metal valioso, condiciones químicas de operación (pH, densidad, fuerza de cianuro, etc.) así como de condiciones físicas (velocidad de agitación, tiempo de residencia, etc.)

La disolución de oro (etapa de adsorción y cianuración), se inicia en los molinos de bolas (Chino 6'x10' y/o Denver 5'x5'), es aquí donde se agrega todo el consumo de cianuro de sodio e hidróxido de sodio, estas adiciones se hacen al mineral fresco que es lo mejor frente a las adiciones en otros puntos, en el molino se duplica la fuerza de cianuro por la dilución en el molino, es aquí donde se disuelve aprox. entre el 75 a 85% del oro cianurable en el circuito de molienda y clasificación lo que permite lograr una recuperación de oro de 90 % en los tanques de lixiviación y adsorción.

En los tanques se continúa con el proceso de cianuración, la pulpa circula por gravedad a través de los tanques y el carbón activado en contracorriente, a este

proceso se denomina Carbón in Leach (Carbón en la lixiviación) o CIL.

El rebose del hidrociclón (overflow) presenta una granulometría de 75-80% - 200m (esta granulometría da el suficiente grado de liberación del contenido aurífero), con un porcentaje de sólidos de 40-42%, con una densidad de pulpa de 1 360 g/l (1.36 TM/m³), con una ley de 6-10 g/m³, manteniéndose con un exceso de cianuro libre de 2 000-2 500 ppm y pH 10.5-11; ingresa a un circuito de 6 tanques (tanques N° 1,2,5,6 de 19'x18' y los tanques N° 3,4 de 18'x18') en serie con agitación mecánica. El flujo de la pulpa es por gravedad entre los tanques N° 1 al N° 6 y el carbón se desplaza en contracorriente del último tanque hacia el primer tanque; es con el carbón activado que se realiza la adsorción del metal disuelto mediante el proceso CIL.

Tabla 4.2: Tiempo de residencia en los tanques de agitación

	H (m)	D (m)	V (m ³)	%S	kg/m ³	l/m ³	TM
TK1	5.79	5.49	136.91	41.18	556	794	76.11
TK2	5.79	5.49	136.91	41.18	556	794	76.11
TK3	5.49	5.49	129.70	41.18	556	794	72.10
TK4	5.49	5.49	129.70	41.18	556	794	72.10
TK5	5.79	5.49	136.91	41.18	556	794	76.11
TK6	5.79	5.49	136.91	41.18	556	794	76.11
Totales			807.05				448.62
F	150	Actual	Tiempo de residencia (100% Vol.)				2.99 días 71.78 horas
F	150	Actual	Tiempo de residencia (90% Vol.)				2.69 días 64.60 horas

El porcentaje de sólidos de la pulpa oscila entre 40-42 % y el tiempo de residencia para la operación es de 3-5 días dependiendo del tonelaje que ingresa a la planta, asimismo la pulpa se mantiene a un pH mayor a 10.5, manteniéndose el cianuro libre en el primer tanque entre 1 600-1 900 ppm con un pH de 10.5-11 y en el tanque N° 6 entre 400-700 ppm con un pH de 9.5-10. La relación líquido/sólido dentro de los tanques agitadores es de 1.40 a 1, por cada tonelada de mineral se necesitan 1.40 m³ agua y/o solución barren.

Tabla 4.3: Tiempo de retención de pulpa dependiendo del tonelaje

Molinos de Bolas	Tasa de flujo (TMH/d)	Tiempo de Retención (h)	Tiempo de Retención (d)
Chino 6'x10' + Denver 5'x5' + Grieve 5'x5'	201.07	55.02	2.3
Chino 6'x10' + Grieve 5'x5'	153.12	72.25	3.0
Chino 6'x10'	123.73	89.42	3.7
Denver 5'x5' + Grieve 5'x5'	87.41	126.57	5.3

Cada 14 días se hacen campañas de oro que consiste en la cosecha del carbón rico del tanque N° 1, con una ley de 7-8 g de Au/kg de carbón activado y de 3-5 g de Ag/kg de carbón activado; para luego ser llevado a la sección de desorción.

Posteriormente en los días siguientes se procede a la transferencia de carbón activado de tanque a tanque hasta llegar al tanque N° 6, que es llenado de carbón pobre que procede del área de desorción conteniendo una ley de 0.029-0.121 g de Au/kg carbón activado y de 0.023 g de Ag/kg de carbón activado.

También se hacen campañas de plata que consiste en la cosecha del carbón rico

del tanque N° 4, 5 o 6, con una ley de 5-6 g de Ag/kg de carbón activado y 0.5-1.0 g de Au/kg de carbón activado; para luego ser llevado a la sección de desorción.

Una vez culminado el proceso de desorción de valores del carbón activado, este es devuelto al proceso adicionándose una cantidad igual o mayor a lo cosechado de los tanques. El cargado de carbón pobre se realiza a los tanques de agitación para su enriquecimiento progresivo según el proceso.

El relave es la pulpa final obtenida en el descargue del tanque N° 6 con un contenido bajo de valores (baja ley) de 0.01-0.1 g/m³, es enviado a la relavera o cancha de relaves el cual es depositado. Una vez que la pulpa de relave ha decantado la solución sobrante, se recirculará al molino primario para ser reutilizado como agua de recirculación y/o barren pobre, recuperándose así algo de oro en solución y una cantidad apreciable de cianuro.

Tabla 4.4: Balance metalúrgico de la planta de beneficio

Producto	Peso (TM)	leyes (g Au/TM)	Contenido Au (Kg)	Distribución (%)
Cabeza (TMS)	150	13.432	2.01	100.000
Solución Rica (m ³) (*)	216	8.500	1.83	91.066
Relave (TMS)	150	1.200	0.18	8.934
Carbón Cargado (kg)(**)	281	6.500	1.82	99.412
Solución Barren (m ³)	216	0.050	0.01	0.588
Dore (kg) (***)	4.19	42.300	1.77	97.167
Solución Strip (m ³)(*)	4.00	4.500	0.02	0.987
Carbón desorbido (kg)(**)	281	0.120	0.03	1.846
Recuperación General			1.77	87.97

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

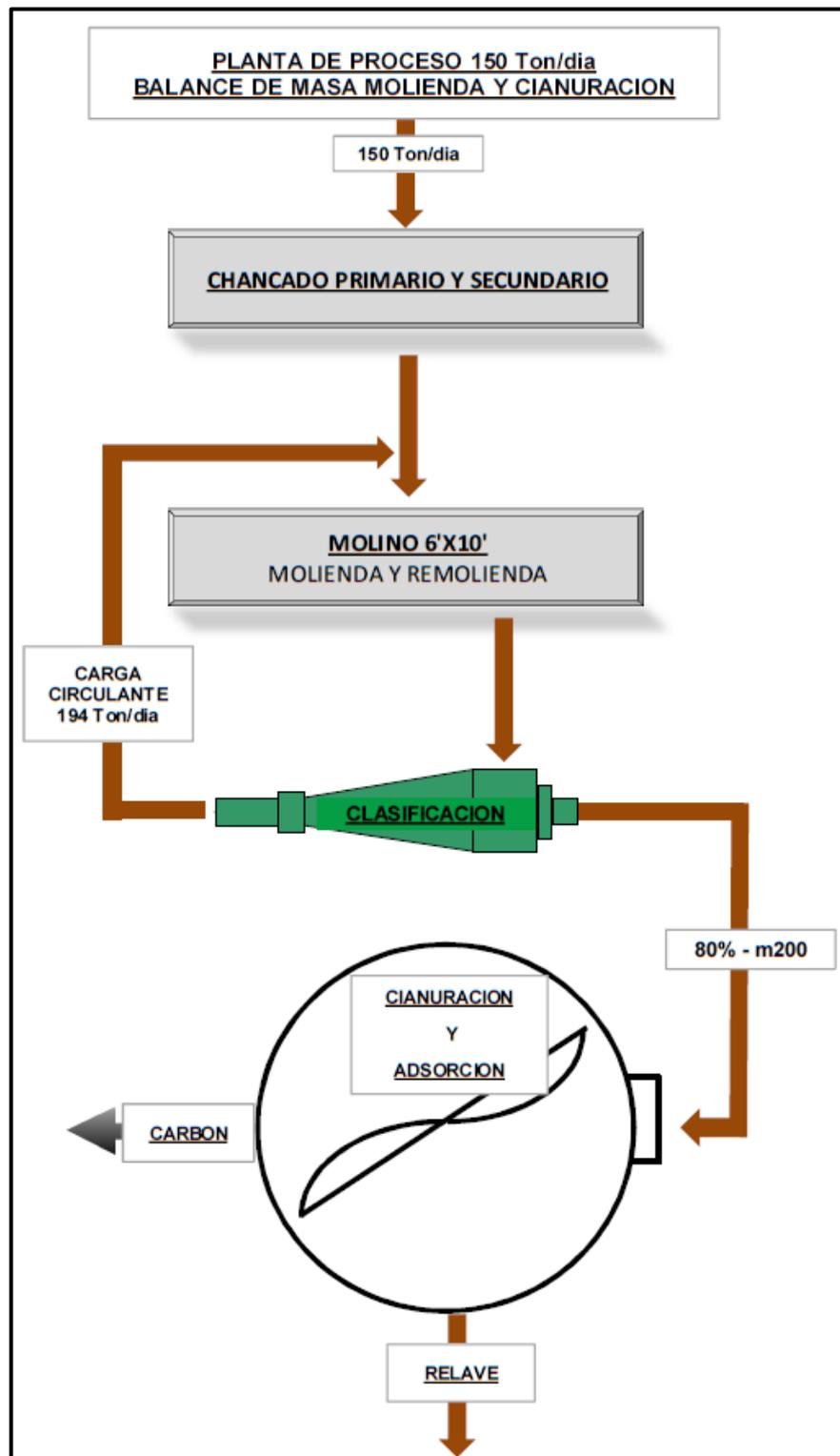


Figura 4.2: Balance de materia de la molienda y cianuración

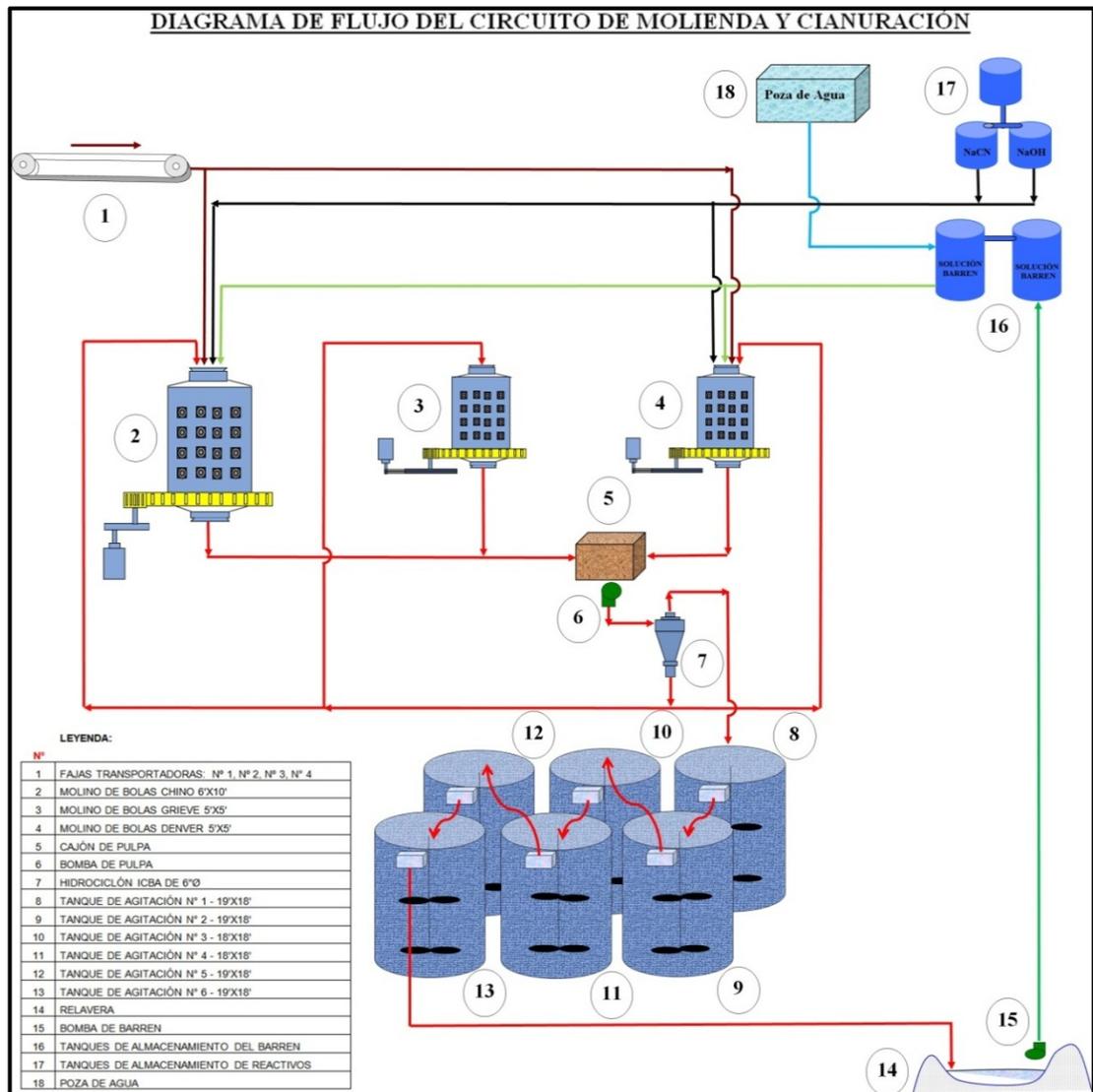


Figura 4.3: Diagrama de flujo del circuito de molienda y cianuración

Tabla 4.5: Equipos instalados en el circuito de molienda y cianuración

CIRCUITO DE MOLIENDA Y CIANURACIÓN Descripción	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Molino Chino SBM 6'x10' - 5/1 (v)	175	130.50	875	440	215.00	174.50
Molino Denver 5'x5'	90	67.11	1 760	440	112.00	79.00
Molino Grieve 5'x5'	75	55.93	1 460	440	89.50	62.00
Faja N° 1 20"x7.7m – 10/1	5	3.7	1 715	440	7.00	3.70
Faja N° 2,3 18"x5.7m, 7.8m – 10/1	5	3.7	1 715	440	7.00	3.50
Faja N° 4 20"x9.7m – 10/1	5	3.7	1 715	440	7.00	3.70
Bomba de pulpa Espiasa 4"x3"	20	14.91	1 760	440	26.50	16.20
Bomba de pulpa Espiasa 5"x4"	30	22.37	1 760	440	37.70	19.00
Bomba vertical de pulpa 2"x2"	7.5	5.59	1 740	440	10.00	6.00
Bomba de agua fresca 2"x1"	7.5	5.59	1 740	440	10.00	6.00
Tk 1 - 19'x18' motor-reductor 50/1 (v)	10	7.46	1 755	440	11.85	7.40
Tk 2 - 19'x18' motor-reductor 50/1 (v)	10	7.46	1 755	440	11.85	7.40
Tk 3 - 18'x18' motor-reductor 50/1 (v)	10	7.46	1 755	440	11.85	7.40
Tk 4 - 18'x18' motor-reductor 50/1	10	7.46	1 755	440	11.85	7.40
Tk 5 - 19'x18' motor-reductor 50/1	10	7.46	1 755	440	11.85	7.40
Tk 6 - 19'x18' motor-reductor 50/1	10	7.46	1 755	440	11.85	7.40
Tk de preparación de reactivos 6'X6'	5	3.73	865	440	8.00	6.00
TOTAL	485	361.58			600.8	424

COMPRESORA DE AIRE DESCRIPCION	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons (A)
Compresora azul - 200psi Strom	15	11.19	1 755	440	19.70	14.20
Compresora roja- 200psi Strom	15	11.19	1 740	440	18.50	12.30
TOTAL	30	22.37			38.2	26.5

4.3 Componentes del circuito de molienda y cianuración

a) Molinos de Bolas: El mineral liquidado o común alimenta a los molinos y se adiciona hidróxido de sodio y cianuro de sodio para mantener un pH mayor a 10.5 y 230 000 ppm de cianuro libre. La pulpa acondicionada en los molinos, descargan a una caja de bomba común, que es bombeada por medio de la bomba de pulpa y alimenta a un hidrociclón de 6" donde se realiza la clasificación del mineral molido en gruesos y finos, los gruesos retornan a los molinos para su remolienda haciendo un circuito cerrado de molienda.

Los tres molinos presentan en el trommel, mallas cuadradas de 1/4" que sirven para quitar de los molinos de bolas el mineral grueso no molido y la basura (trozos de madera, alambres, clavos, plásticos, etc.) denominado granza. El mineral grueso es llevado nuevamente en el lote del mineral común y la granza es botado como basura.

Tabla 4.6: Especificaciones técnicas del molino Denver 5'x5'

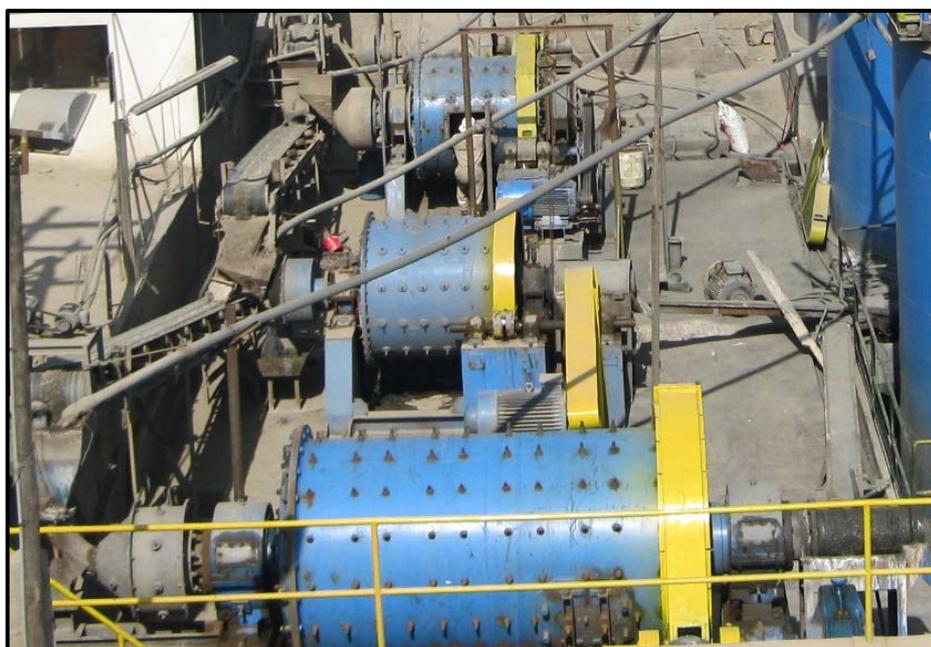
Potencia del motor	67.11 kW/440 V/90 HP
RPM del motor	1760
RPM del molino 5'x5'	27.86
Velocidad crítica	34.27 (81.29%)
Carga Moledora	4-5 TM

Tabla 4.7: Especificaciones técnicas del molino Grieve 5'x5'

Potencia del motor	55.93 kW/440 V/75 HP
RPM del motor	1460
RPM del molino 5'x5'	26.56
Velocidad crítica	34.27 (77.49%)
Carga Moledora	4-5 TM

Tabla 4.8: Especificaciones técnicas del molino Chino 6'x10'

Reductor del motor	5
Potencia del motor	130.5 kW/440 V/175 HP
RPM del motor	875
Variador de Frecuencia VACON 200 HP	En operación 812 RPM
RPM del molino 6'x10'	25.50
Velocidad crítica	31.28 (81.52%)
Carga Moledora	13-14 TM
Radio de Reducción	104.19
Granulometría	≤ 25 mm
Tamaño final	0.074-0.4 mm
Capacidad	4-10 TM/h
Peso (excluyendo motor eléctrico)	28 TM
Tiempo de retención (a 5.3 T/H y una cc de 151%)	14-15 min
Precio (incluye motor, forros, engranajes, bolas)	88 760 USD

**Figura 4.4:** Molinos de bolas en la planta

De abajo hacia arriba: Chino 6'x10', Grieve 5'x5' y Denver 5'x5'

b) Bomba de pulpa: Se tiene dos bombas de pulpa ESPIASA 4"x3" y 5"x4" ambas de sello seco, el cual alimenta al hidrociclón de 6"Ø con una densidad de pulpa de 55 % de sólidos para la clasificación en húmedo del mineral.

Las bombas centrífugas horizontales ESPIASA tipo SRL-C 4"x3" y 5"x4"-sello seco, presentan las siguientes características:

- Está diseñado para trabajar con pulpa neutra de mineral.
- Bomba de 4" de diámetro en la succión y 3" diámetro en la descarga (4"x3").
- Bomba de 5" de diámetro en la succión y 4" diámetro en la descarga (5"x4").
- Impulsor cerrado, fabricado en fierro fundido nodular según norma ASTM A-536, revestido con caucho natural antiabrasivo de 40-50 shore "A" de dureza.
- Forro lado succión y lado gland, fabricado con alma en acero estructural según norma ASTM A-36, revestido con caucho natural antiabrasivo de 40-50 shore "A" de dureza.
- Los forros e impulsor son intercambiables resistentes a la abrasión y al desgaste.
- Las carcasas de la bomba son fabricadas en fierro fundido gris según norma ASTM A-48 clase 35.
- Eje y bocina fabricado en acero bonificado Vcl según norma AISI 4140.
- Laberinto segunda cámara lado bastidor, expulsor primera cámara, expulsor segunda cámara en acero ASTM A-36, revestido con caucho natural antiabrasivo de 40-50 shore "A" de dureza.
- Soporte cilíndrico fabricado en fierro fundido gris según norma ASTM A-48 clase 35.
- Todas las partes metálicas expuestas al medio ambiente son recubiertas con 02 capas de anticorrosivo y 01 capa de martillado.



Figura 4.5: Bombas de pulpa ESPIASA 5"x4" y 4"x3"

También se cuenta con una bomba vertical 2"x2", que es utilizada para el bombeo de pulpa de las canaletas hacia el tanque N° 3 o hacia el cajón de pulpa. Las canaletas se llenan de pulpa por: la descarga desmedida de los molinos de bolas cuando se produce un corte del flujo eléctrico, cuando se llena el cajón de pulpa o cuando hay un rebose en los tanques de lixiviación.



Figura 4.6: Bomba vertical de pulpa 2"x2"

Parámetros para la Selección de la Bomba

1. Características de la pulpa que alimenta a la bomba

- * TPH sólidos (TMPH, TCPH, kg/h, etc.) = 24.24 - 29.09 TM/h
- * Porcentaje de sólidos = 55.23 %
- * Gravedad específica de sólidos = 2.7
- * Caudal (GPM) = 126 - 152
- * Temperatura(°C) = 26
- * pH = mayor a 10.5
- * Composición Química general = SiO₂, FeS₂, Fe₂O₃, Otros...
- * Densidad específica de la pulpa = 1 500 g/l

2. Características del Terreno

- * Distancia a Transportar = 20 m
- * Altura estática = 11 m
- * MSNM (Metros sobre nivel mar) = 148

3. Análisis Granulométrico

- * Diam. efec. part. (d50 mm) = 0.0676

Mesh/ Micr	%Peso Retenido (fx)
100 / 150	20.53
200 / 74	29.24

- #### 4. Descripción General de la Aplicación del equipo: Pulpa alimentada a la bomba mediante un cajón de bomba, la bomba alimenta a un ciclón D6 que clasifica gruesos y finos, retornando el grueso al molino para la remolienda (carga circulante 1.33). es un circuito cerrado de molino bomba y ciclón clasificador.

- c) Hidrociclón: El hidrociclón de 6"Ø D6B12º de marca ICBA, es un clasificador de 6" que se encarga de clasificar la pulpa a 80% - 200m, con una carga circulante de 120-150%.



Figura 4.7: Hidrociclón ICBA de 6"Ø, sobre el tanque de agitación N° 1

El modelo D6B 12º es un ciclón estándar de 6" Ø que presenta las siguientes características:

- Está completamente ensamblado con sus forros de caucho intercambiables, resistente a la abrasión.
- El cabezal, la brida de alimentación, la brida de descarga y el soporte de ápex en fierro fundido gris.
- El cuerpo cilíndrico y cónico son fabricados en planchas de acero estructural.
- Vortex de nihard y Apex de caucho.
- Acabado con dos capas de pintura anticorrosiva y una capa de martillado.
- Tiene como capacidad de 50-155 GPM

- Tiene un tamaño de separación de 35-75 μm
- La pulpa clasificada en el hidrociclón es a una granulometría de 75% menor que 74 micras.
- El tamaño de corte d50 del hidrociclón es de 106.05 μm (aprox. m140)
- El hidrociclón presenta una eficiencia total de 49.75%

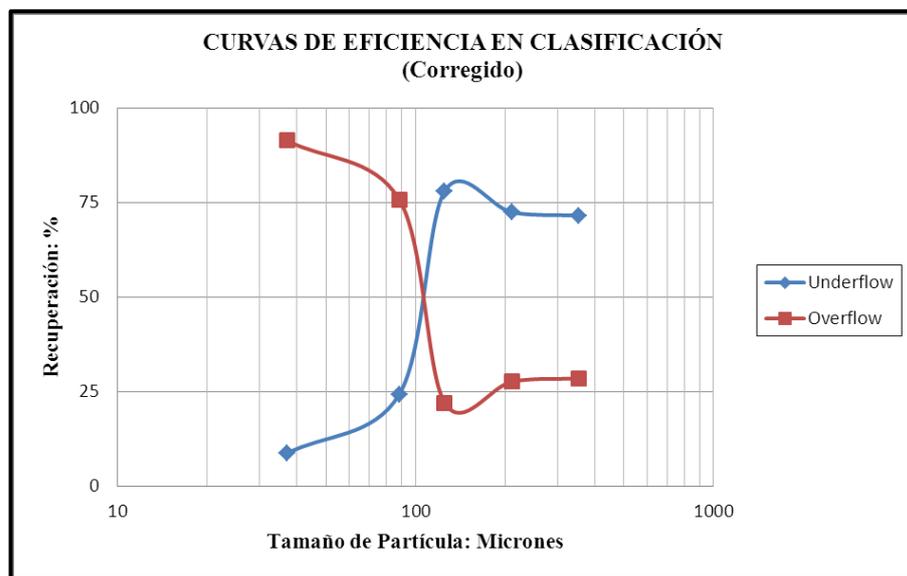


Figura 4.8: Curva Tromp corregida del hidrociclón 6"Ø D6B12°

d) Tanques de Agitación: La descarga del hidrociclón (overflow) ingresa a un circuito de 6 tanques (TK N° 1,2,5,6 de 19'x18' y los TK N° 3,4 de 18'x18') en serie con agitación mecánica; el flujo de la pulpa es por gravedad entre los tanques 1 al 6 y el carbón se desplaza en contracorriente del último tanque hacia el primer tanque, es con el carbón que se realiza la adsorción del metal disuelto mediante el proceso denominado carbón con lixiviación y adsorción de oro simultánea (Carbón in Leach- CIL).



Figura 4.9: Tanques de agitación.

De arriba hacia abajo: tanque N° 1, N° 2, N° 3, N° 4, N° 5 y N° 6

Los seis tanques agitadores poseen en conjunto una capacidad de 807.04 m³ y permite un tiempo de residencia de la pulpa de 3 a 5 días, para obtener un mínimo de 90% de recuperación del oro.

Para asegurar que no se escape carbón activado de tanque a tanque o que también no se escape carbón a la relavera, se colocan mallas N° 20 (840 µm) en la canastilla de rebose y en el cajón de descarga de cada tanque.

Los tanques 1 y 2 tienen un sistema de impulsión con 6 paletas distribuidas en dos juegos de 3 paletas; mientras que, los tanques 3, 4, 5 y 6 trabajan con 8 paletas distribuidos en juegos de 4.

Los tanques de agitación presentan motoreductores de 50:1 y trabajan a 64 Hz produciendo 36 RPM.

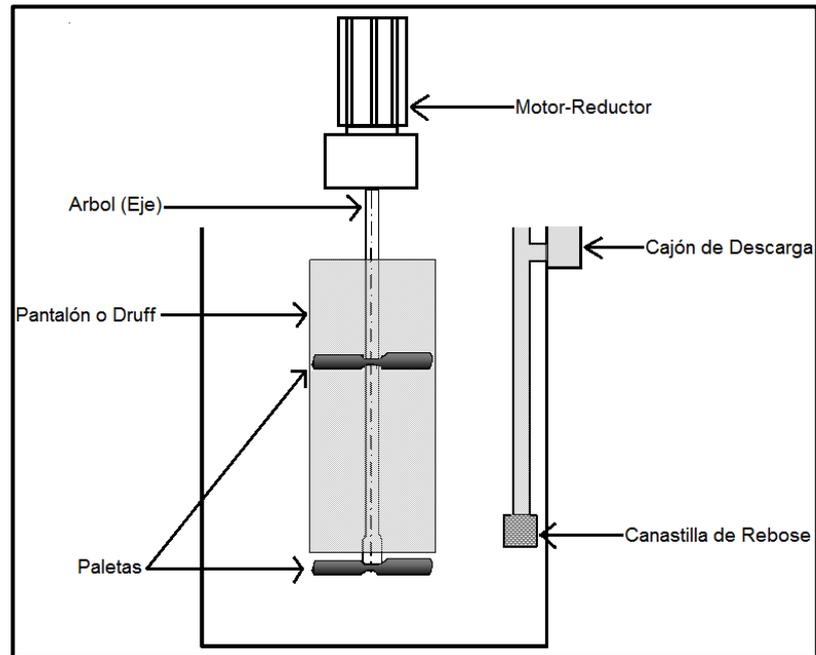


Figura 4.10: Esquema interno de un tanques de agitación [2]

e) Cedazo D.S.M.: Desarrollado por la Dutch State Mines (D.S.M.), de donde recibe su nombre. La superficie de cernido es curvo y presenta una malla N° 25. La pulpa proveniente del overflow alimenta al D.S.M. tangencialmente desde la parte superior de tal manera que ésta se divide en dos corrientes, una que pasa por la malla hacia el tanque N° 1 y la otra que se desliza sobre la superficie del cedazo siendo conducido al cajón de descargue del underflow hacia la remolienda.

El DSM retira los materiales indeseables de la pulpa que perturban el proceso de transferencia de carbón; asimismo elimina los orgánicos y sirve como sensor de clasificación del overflow, aquí es donde se observa si la molienda es la adecuada para el proceso al generar arenamiento en la malla.



Figura 4.11: Cedazo D.S.M. sobre el tanque de agitación N° 1

- f) Zaranda de Cosecha: Adsorbido el oro en solución, se extrae el carbón activado cargado en el tanque N° 1 por un elevador de pulpa por aire comprimido denominado “air lift”, esta extracción se realiza periódicamente con una ley de oro en carbón de 6 a 8 g/kg de carbón. La pulpa y el carbón cargado se reciben en una zaranda estática 3’x4’ que presenta una malla N° 20 donde son separados.

Denominado también mesa de cosecha o cosechadora, presenta 2 compartimientos de descarga: en la primera, se retorna la pulpa al tanque N° 1; y en la segunda, se descarga el agua utilizada para el lavado del carbón, hacia el cajón del tanque N° 6.

El carbón extraído del tanque N° 1 es lavado y colocado en sacos para luego ser transportado al área de desorción.



Figura 4.12: Cosecha de carbón en el tanque N° 1

g) Zaranda de Transferencia: Se dispone de una zaranda de transferencia 2.5'x4' con una malla N° 20, la transferencia del carbón se realiza por medio de tuberías de 4" de PVC usando air lift (aire comprimido que eleva la pulpa y el carbón) que transporta la pulpa y carbón activado hacia la zaranda que separa la pulpa y el carbón que queda retenido en la malla.

Los carbones de los otros tanques se cosechan de la misma forma en que se cosecha en el tanque N° 1, pero ya no se lavan solo se transfiere a los tanques siguientes.

h) Compresora de Aire: Se dispone de dos compresoras de aire la cual son utilizadas en el área, para proporcionar aire comprimido y poder elevar la pulpa de los tanques (denominado "air lift"), hacia las mesas de extracción de carbón activado; también es utilizado en los tanques de agitación para que el mineral no se asiente y quede siempre en suspensión.

Una de ellas es la Strong Valmec Spa EIRL, compresora industrial que presenta un motor de 15 HP Trifásico marca Valmec italiano blindado, 220/380/440 V, 60 Hz, cabezal 3 pistones marca Zchusl brasilero, 250 psi, 55 efm, 1491 l/min, 950 RPM, tanque de 120 gal horizontal strong, sometido a prueba hidrostática hasta 300 psi.



Figura 4.13: Compresora de Aire Strong Valmec Spa EIRL [2]

- i) Balanza Marcy: La balanza Marcy permite medir porcentajes de sólidos y densidades de pulpa para diferentes escalas de densidad de sólidos.

4.4 Controles metalúrgicos en la sección de molienda y cianuración

- Granulometría del alimento: En la tolva de finos de 100 TM de capacidad, el mineral acumulado presenta una granulometría de 100% - 3/4", con un F_{80} de 9 346.88 μm (aprox. a 3/8") y un work index del mineral óxido de 17.51 kW-h/TC; es así, que se tiene una mezcla de mineral oxidado, mineral sulfurado y relave en una proporción de 2:1:1 o 3:0:1 aprox., con una humedad de entre 7 a 10%;

teniendo así un mineral de alimento con una humedad que evita la pérdida de polvos, con un buen porcentaje de finos y la suficiente cantidad de mercurio (este mercurio viene en el relave que los proveedores pierden al moler el mineral por medio de los quimbaletes) que permite atrapar las charpas en las trampas de amalgama que pueden ser: en la canaleta de descarga del molino chino 6'x10', en la bomba de pulpa y en el hidrociclón; si es que antes la gran fuerza de cianuro que se adiciona en el molino de bolas no lo disuelve.

Tabla 4.9: Tonelaje ingresado en la molienda durante el año 2012

Meses	Recepción TMS	Faja TMH/h	Faja TMH/d	Alimento TMH	% H₂O	Alimento TMS
Enero	3 626.28	7.39	177.30	5 097.19	2.74	4 957.74
Febrero	2 930.89	5.97	143.40	3 604.92	3.52	3 478.16
Marzo	3 961.55	5.18	124.26	3 009.07	3.95	2 890.13
Abril	1 708.43	4.82	115.77	2 036.65	2.45	1 986.82
Mayo	2 411.54	4.31	103.45	1 738.95	2.38	1 697.55
Junio	3 873.04	6.84	164.11	3 728.46	2.67	3 629.00
Julio	3 587.72	5.74	137.65	3 483.76	2.99	3 379.54
Agosto	3 124.14	6.42	153.98	3 679.52	2.73	3 579.00
Setiembre	3 752.85	7.24	173.73	3 386.84	2.64	3 297.30
Octubre	4 053.37	7.52	180.51	3 789.60	2.38	3 699.32
Noviembre	3 957.51	7.06	169.48	3 951.81	2.42	3 856.13
Diciembre	4 236.07	7.18	172.26	4 003.22	2.51	3 902.61
Total	41 223.39	-	-	41 509.99	-	40 353.29
Promedio	3 435.28	6.31	151.33	3 459.17	2.79	3 362.77

Del cuadro se observa que se recepcionó 41 223.39 ton y se procesó 40 353.29 ton a 151.33 ton/día en promedio, quedando mineral en stock de 870.10 ton.

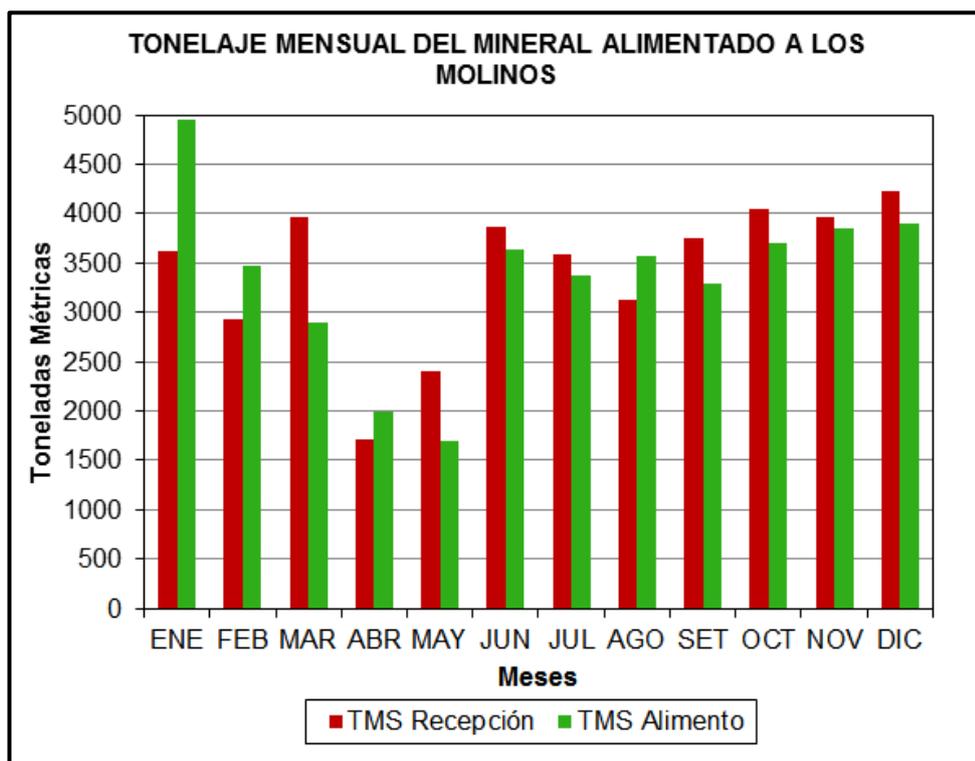


Figura 4.14: Tonelaje del alimento a los molinos en el año 2012

- Corte de faja: Para tener el control del tonelaje que ingresa a la molienda se hace un corte de faja en la faja transportadora N° 1. El corte de faja es un método para hallar la tasa de flujo que ingresa a la planta mediante el uso de una cuchara de un pie de longitud.

Es por este motivo que se tiene una balanza electrónica modelo IT 3 000 instalada en la faja; lo cual da directamente la tasa de flujo (TM/h), corte de faja (kg/m), la velocidad de la faja (0.14 m/s es cte.) y el tonelaje acumulado que ingresa a la planta (TM).

Cada hora se controla el tonelaje con el corte de faja para poder graduar su flujo directamente de la escotilla de la tolva de finos.

Tabla 4.10: Tonelaje por día que ingresa a los molinos de bolas

Molinos de Bolas	Corte de Faja (kg/pie)	Tasa de Flujo (TMH/h)	Tasa de Flujo (TMH/d)
Chino 6'x10' + Denver 5'x5' + Grieve 5'x5'	5.20	8.38	201.07
Chino 6'x10' + Denver 5'x5'	4.60	7.40	177.65
Chino 6'x10' + Grieve 5'x5'	3.96	6.38	153.12
Chino 6'x10'	3.20	5.16	123.73
Denver 5'x5' + Grieve 5'x5'	2.26	3.64	87.41

- Granulometría del overflow: Se mantiene a una granulometría 70 a 80% - m200, esta granulometría da el suficiente grado de liberación del contenido aurífero.

$$\% - 200m = \left[\left(\frac{\rho_{Final}-1000}{\rho_{Inicial}-1000} \right) - 1 \right] \times 100\%$$

Donde:

ρ_{Inicio} = Densidad de pulpa al inicio del overflow.

ρ_{Final} = Densidad de pulpa final de la parte sólida con +200m enrasado con agua en el vaso de la balanza Marcy.

- Porcentaje de sólidos (underflow, overflow, salida del tanque N° 1 y relave): En los tanques se mantiene a un porcentaje de sólidos que oscila entre 40 a 42% que es el mismo porcentaje del overflow; en el underflow se trabaja con 55% de sólidos.

Para la obtención de este control metalúrgico se hace uso de la balanza Marcy.

- pH: Para el control de la alcalinidad se trabaja con hidróxido de sodio, este reactivo se adiciona solo en el molino. El pH de operación está sobre 10.5 hasta 11.5.

- Cianuro libre (molino de bolas, tanque N° 1 y tanque N° 6 (relave)): Este parámetro es el más significativo, se agrega todo el consumo más 1 500 a 2 000 ppm de exceso en el molino, es aquí el único punto donde se agrega el cianuro, en el tanque N° 1 y tanque N° 6 (relave) solo se cuantifica la cantidad de cianuro libre del proceso. Esta forma de adición nos asegura una disolución en el molino de más del 80% del oro soluble e incluye el oro “charposo” que solo se recuperaba con mercurio.

Cada hora se sacan muestras del overflow y la salida del tanque N° 1; mientras que las muestras de la salida del tanque N° 6 son sacadas cada 6 horas. Estas muestras se filtran para obtener una solución clara; luego se toma 5 ml en un vaso de precipitado acompañado de 2 gotas de KI. Finalmente se titula con AgNO_3 obteniéndose un consumo en ml que al multiplicarse por 500 se obtiene en ppm.



Figura 4.15: Instrumentos de titulación para obtener el cianuro libre

- Leyes de soluciones y sólidos (overflow (ingreso al tanque N° 1), salida de todos los tanques (se cuenta con 6 tanques)): Para estos controles se toman muestras cada media hora y se acumula durante las 24 horas que duran las guardias, se leen las soluciones en un equipo de absorción atómica de estos 6 puntos y los sólidos del overflow y salida del último tanque se hace un compósito semanal, se determina por ensayo al fuego que nos permite tener las leyes diarias promedio del alimento y relave , como también la cantidad de oro adsorbido por el carbón en cada tanque.

Tabla 4.11: Resultados del análisis gravimétrico del relave del proceso

CÓDIGO	Au oz/TC		
	Au 1	Au 2	PROMEDIO
Cabeza sólida	0.126	0.133	0.129
Cola sólida	0.069	0.058	0.063

- Cantidad de carbón en cada tanque: En cada tanque de agitación se tiene 7 000- 8 000 kg de carbón activado (C*) aproximadamente, manteniéndose una concentración de 20 a 25 g de carbón por litro de pulpa, alimentándose el carbón activado en contracorriente.

El flujo de pulpa del mineral pasará por gravedad del primero al sexto tanque, y el carbón activado (6x12 de malla) se alimenta en contracorriente desde el último tanque hasta el primer tanque.

- Leyes de carbones: Se monitorea las leyes cada ciclo de cosecha, en el mes se analiza 1 o 2 veces el contenido real de carbón, diario se trabaja en función a las lecturas de las soluciones que entran y salen en cada tanque que nos da otro valor muy cercano a los valores reales.

Tabla 4.12: Leyes de carbones en los tanques de agitación

CÓDIGO	Elementos	1 Réplica	2 Réplica	3 Réplica	PROMEDIO
Tanque N° 1	Au g/kg	6.177	6.182	6.206	6.188
	Ag g/kg	5.994	-	-	5.994
Tanque N° 2	Au g/kg	3.131	3.134	3.105	3.123
	Ag g/kg	7.142	-	-	7.142
Tanque N° 3	Au g/kg	1.371	1.356	1.346	1.358
	Ag g/kg	7.831	-	-	7.831
Tanque N° 4	Au g/kg	0.499	0.494	0.496	0.497
	Ag g/kg	7.051	-	-	7.051
Tanque N° 5	Au g/kg	0.232	0.233	0.230	0.231
	Ag g/kg	4.875	-	-	4.875
Tanque N° 6	Au g/kg	0.200	0.205	0.203	0.203
	Ag g/kg	3.928	-	-	3.928

CAPITULO V

DESORCIÓN Y FUNDICIÓN

5.1 Desorción

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

La desorción es la una de las etapas del proceso de recuperación de valores. Consiste en la aplicación de soluciones químicas para lograr extraer del carbón activado, el complejo aurocianuro. La recuperación de los metales valiosos se realiza aplicando energía eléctrica. Los parámetros de operación de esta etapa deben ser controlados ya que la recuperación de valores depende de un buen control del proceso.

El carbón cargado de oro y plata es enviado a la sección de desorción y fundición, donde el carbón se transfiere a un reactor de desorción que tiene capacidad para 3 TM de carbón.

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

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

Los cátodos electrolíticos retirados de la celda electrolítica son sometidos a un tratamiento con solución de ácido sulfúrico para eliminar el fierro de la lana de acero y otras impurezas. Los gases producidos del ataque ácido son neutralizados con una solución de hidróxido de sodio.

Se tiene una frecuencia de 3 desorciones de Au mensual (9 000 kg de carbón activado) y 1 o 1.5 de plata en promedio (cada desorción de plata se realiza con 3 lotes de carbones o sea 9000 o 13 500 kg de carbón activado) empleando 20 días en estas desorciones sin dar tiempo al tratamiento del carbón desorbido.

5.1.1 Operación de desorción

Tabla 5.1: Equipos, herramientas y materiales usados en la desorción

EQUIPOS	HERRAMIENTAS	MATERIALES
❖ Reactor	❖ Lampa punta cuadrada	❖ Carbón Activado
❖ Caldero	❖ Carretilla	Rico
❖ Celda Electrolítica	❖ Termómetro 100 ^a C	❖ Alcohol etílico 98%
❖ Rectificador de Corriente	❖ Pisceta 1000 ml	❖ Soda Caústica
❖ Tanque de Paso	❖ Pipeta con bomba de succión	❖ Cianuro
❖ Bombas 2" x 1 ½"	❖ Manguera	❖ Lana de hierro
❖ Motor de 5.5 HP	❖ Escobillón de nylon	
❖ Quemador eléctrico Wayne		

Procedimiento:

- a) El carbón activado cosechado del tanque de agitación N° 1 es pesado, obteniéndose entre 4 500 a 4 800 kg; para luego ser llevado al área de desorción.

Tabla 5.2: Movimiento de carbones en el tanque N° 1 en la campaña de oro

Procedencia de Datos	CARBON ACTIVADO COSECHADO							Finos que debe Recuperarse gr Au
	P. húmedo Kg.	H ₂ O (%)	Peso Seco Kg.	Leyes		Contenidos		
				gr Au/kg C*	gr Ag/kg C*	gr Au	gr Ag	
Tanque # 1: Planta:	4 650	33.47	3 093.6	6.389	3.565	19 765.3	11 028.8	30 794.1

Tabla 5.3: Movimiento de carbones en los tanques N° 4 y 6 en la campaña de plata

Procedencia de Datos	CARBON ACTIVADO COSECHADO							Finos que debe Recuperarse gr Au
	P. húmedo Kg.	H ₂ O (%)	Peso Seco Kg.	Leyes		Contenidos		
				gr Au/kg C*	gr Ag/kg C*	gr Au	gr Ag	
Tanque # 4: Planta:	9 190	33.32	6 127.9	1.140	6.893	6 985.8	42 239.6	49 225.4

Procedencia de Datos	CARBON ACTIVADO COSECHADO							Finos que debe Recuperarse gr Au
	P. húmedo Kg.	H ₂ O (%)	Peso Seco Kg.	Leyes		Contenidos		
				gr Au/kg C*	gr Ag/kg C*	gr Au	gr Ag	
Tanque # 6: Planta:	4 130	33.91	2 729.5	0.252	5.423	687.8	14 802.2	15 490.0

- b) Seguidamente se hace ingresar 3 000 Kg de carbón rico al reactor, siendo posteriormente sellado la tapa del reactor. El carbón rico sobrante es puesto en stock.

Tabla 5.4: Carbón Activado del tanque N° 1 que ingresa al reactor

Carbón N°	Peso Seco C* Kg.	Ley Au Gr. / Kg.	Ley Ag Gr. / Kg.	Finos Au Gr.	Finos Ag Gr.	Finos Gr. Au - Ag	Obs
TK-1	3 093.6	6.389	3.565	19 765.3	11 028.8	30 794.1	76 sacos

Tabla 5.5: Carbón Activado del tanque N° 4 y 6 que ingresa al reactor

Carbón N°	Peso Seco C* Kg.	Ley Au Gr. / Kg.	Ley Ag Gr. / Kg.	Finos Au Gr.	Finos Ag Gr.	Finos Gr. Au - Ag	Obs
TK-4	3 104.8	1.140	6.893	3 539.5	21 401.4	24 940.8	carbón usado
TK-6	2 729.5	0.252	5.423	687.8	14 802.2	15 490.0	carbón nuevo
total	5 834.3	0.725	6.205	4 227.3	36 203.5	40 430.9	Aprox

- c) Se hace circular una solución 3 000 l de agua mediante bombas de acero inox de 3 a 4 HP; desde el tanque de paso al caldero y luego al reactor, así sucesivamente, en circuito cerrado.



Figura 5.1: Entre el reactor, caldero y tanque de paso se forma un circuito cerrado al inicio de la desorción.

- d) Luego se prende el quemador automático conectado a un balón de gas hacia el caldero para el calentamiento.
- e) Se adiciona 50 kg de soda caústica diluída en agua.
- f) Se le agrega 400 l de alcohol etílico industrial.
- g) La solución desorbente presenta las siguientes características: soda al 0.5%, alcohol al 14% y cianuro al 0.1%; toda esta solución se hace recircular

a través del reactor por la parte inferior y en contrapresión se descarga por la parte superior.

- h) Una vez que llega a una temperatura de 85 °C, a la sexta hora (aunque puede en la 3, 4 o 5 hora), se inicia la circulación la solución concentrada rica en oro y plata por la celda electrolítica. Circulando del tanque de paso de capacidad 3 m³, luego al caldero, inmediatamente al reactor y finalmente a la celda electrolítica, así sucesivamente, en circuito cerrado.
- i) Una vez llegado a una temperatura de 92 °C se gradúa el termostato que está en el caldero de 84 °C a 92 °C.
- j) Se enciende el rectificador de corriente o electrónico con entrada de 220 V y salida de 2.5 V conectado a la celda con sus respectivos polos: positivo (ánodo), negativo (cátodo). Al inicio de la electrodeposición con 400 a 500 A se saca una muestra de 20 ml de solución para su análisis y obtener su concentración. En la celda electrolítica la solución pasa por los cátodos, con un flujo de 7.2-10.5 m³/h.



Figura 5.2: Inicio de la electrodeposición al hacer ingresar la solución caliente a la celda electrolítica

- k) Pasado un tiempo de 15 horas de circulación se adiciona 200 l de alcohol etílico para aumentar o acelerar el desprendimiento de partículas del carbón; y si su pH está menos de 11.5, entonces se aumenta 5 kg de Soda Caústica diluída en agua para una mejor electrodeposición o catalización en los cátodos.
- l) Cada 6 horas (aunque puede ser cada 3, 4 o 5 horas) que se realiza la electrodeposición del oro y la plata se saca una muestra de solución de 20 ml en la entrada y salida de la celda de electrodeposición, la que se envía a laboratorio para su respectivo análisis, con lo que se puede ajustar los parámetros de operación (fuerza de cianuro, pH mayor a 11.5, temperatura, concentración de los metales en solución y alcohol). La muestra de solución una vez diluída es llevada al laboratorio de absorción atómica para determinar la concentración de Au y Ag.
- m) Culminado unas 36 a 48 horas de circulación o electrodeposición se procede a la limpieza o descarga de las piezas.

Tabla 5.6: Concentración de Au y Ag en la entrada y salida de la celda de electrodeposición (desorción de oro)

Tiempo h	Au		Recup. %
	Entrada [] ppm	Salida [] ppm	
0	524.8		
4	1 442.8	1 392.0	3.52
10	452.8	352.40	22.17
16	101.6	56.60	44.26
22	37.3	22.90	38.61
28	17.1	9.80	42.69
34	8.95	4.90	45.25
40	3.89	2.33	40.10
46	3.36	2.11	37.20

Tiempo h	Ag		Recup. %
	Entrada [] ppm	Salida [] ppm	
0	678.4		
4	321.6	240.8	25.12
10	46.1	33.80	26.68
16	15.9	7.80	50.94
22	5.80	3.50	39.66
28	2.80	1.60	42.86
34	1.60	0.90	43.75
40	0.70	0.40	42.86
46	0.60	0.4	33.33

Tabla 5.7: Parámetros de operación en la desorción de oro

Reactivos Parámetros					
CN ⁻ Libre	pH	Na OH kg	Alcohol l	Amp.	Volt.
700	13.2	50	600	320	2.5
1700	13			420	2.50
2600	12.9			360	2.50
3000	12.12			320	2.7
2250	12.1			300	2.70
2050	11.8			290	2.7
1850	11.5			250	2.7
1100	11.4			220	2.7
950	11.4			230	2.7
1800	12.2	50	600	301	2.6

**Figura 5.3:** Curvas de desorción de Au y Ag (tanque N° 1)

Tabla 5.8: Concentración de Au y Ag en la entrada y salida de la celda de electrodeposición (desorción de plata) en el tanque N° 4

Au			Recup. %	Ag			Recup. %
Tiempo hr	Entrada [] ppm	Salida [] ppm		Tiempo hr	Entrada [] ppm	Salida [] ppm	
0	6.16			0	470.0		
4	7.00	6.70	4.3	4	322.4	234.4	27.3
10	6.50	4.99	23.2	10	148.2	104.80	29.3
16	5.31	3.92	26.2	16	60.91	38.75	36.4
22	4.37	3.11	28.8	22	25.97	17.33	33.3
28	4.35	3.02	30.6	28	13.5	8.83	34.6
34	3.14	2.33	25.8	34	6.09	4.16	31.7
40	2.68	2.33	13.1	40	3.39	2.16	36.3

Tabla 5.9: Parámetros de operación en la desorción de plata del tanque N° 4

Reactivos Parámetros					
CN ⁻ Libre	pH	Na OH kg	Alcohol l	Amp.	Volt.
50	11.7	50	300	440	2.5
150	10.9			460	2.5
450	10.6			450	2.5
450	10.5			460	2.5
350	10.4			460	2.5
300	10.3			440	2.5
500	10.5			440	2.5
500	10.4			440	2.5
344	10.7	50	300	449	2.50

Tabla 5.10: Concentración de Au y Ag en la entrada y salida de la celda de electrodeposición (desorción de plata) del tanque N° 6

Au			Recup. %
Tiempo hr	Entrada [] ppm	Salida [] ppm	
0	7.84		100.0
4	13.46	11.74	12.8
10	9.79	5.36	45.3
16	4.98	2.67	46.4
22	4.24	2.34	44.8
28	2.91	1.76	39.5
34	1.9	0.98	48.4
40	1.28	0.77	39.8

Ag			Recup. %
Tiempo hr	Entrada [] ppm	Salida [] ppm	
0	895.6		100.0
4	396.4	206	48.0
10	91.20	49.5	45.7
16	20.2	9.9	51.0
22	7.9	3.9	50.6
28	3.5	1.6	54.3
34	1.9	0.8	57.9
40	1.1	0.5	54.5

Tabla 5.11: Parámetros de operación en la desorción de plata del tanque N° 6

Reactivos Parámetros					
CN ⁻ Libre	pH	Na OH kg	Alcohol l	Amp.	Volt.
300	13.1	50	300	490	2.4
900	11.4			460	2.5
1200	11			400	2.6
1100	10.9			450	2.5
850	10.6			450	2.5
900	10.8			480	2.5
1100	10.7			480	2.5
500	10.5			460	2.5
856	11.1	50	300	459	2.50

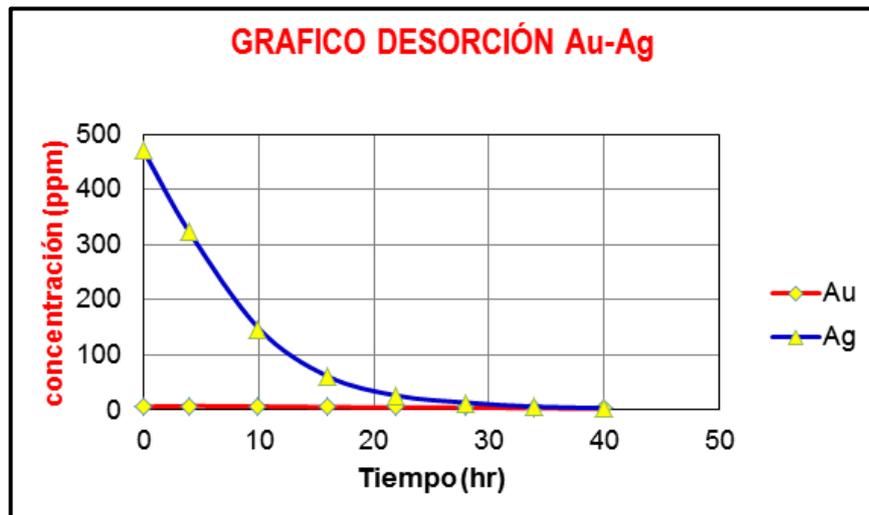


Figura 5.4: Curvas de desorción de Au y Ag (tanque N° 4)



Figura 5.5: Curvas de desorción de Au y Ag (tanque N° 6)

5.1.2 Descarga del carbón del reactor

- a) Luego de culminar la electrodeposición, se regresa la solución hacia el tanque de paso.
- b) Se descarga el carbón pobre hacia el piso para el secado con el medio ambiente.

- c) Una vez secado se comienza a cernir o zarandear con malla N° 10.
- d) El carbón fino (100% -10m) es vendido, mientras que el carbón grueso (100% +10m) está listo para su traslado hacia los tanques de cianuración para su absorción.
- e) Este carbón grueso o también llamado carbón pobre presenta una ley de 0.060 g/kg.
- f) El carbón desorbido de varias campañas regularmente es reactivado químicamente; consiste en lavar el carbón con Ácido Clorhídrico para eliminar las incrustaciones de carbonatos. El ácido pobre del lavado se neutraliza con Hidróxido de Sodio.

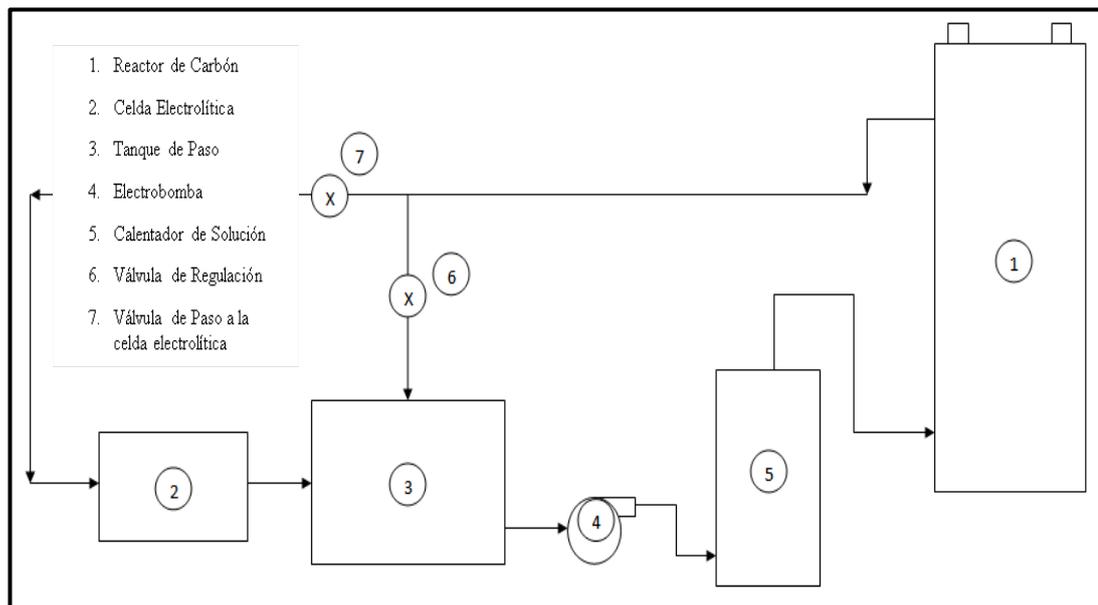


Figura 5.6: Diagrama de flujo del circuito de desorción

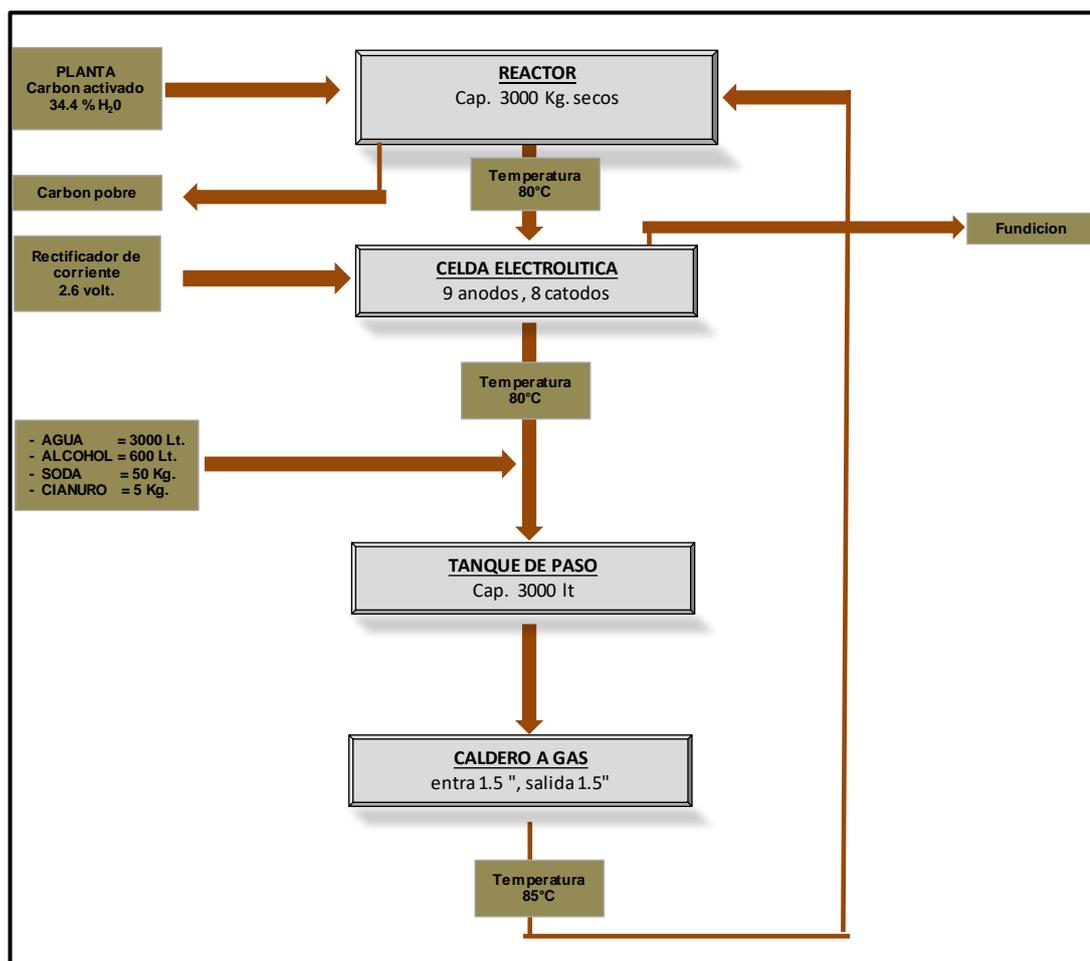


Figura 5.7: Flujograma de desorción

5.2 Fundición

La fundición es la última etapa del proceso y que se lleva a cabo aplicando energía calórica al producto obtenido de las celdas de electrodeposición. La importancia de esta área es la de realizar la última eliminación de impurezas del metal gracias a la aplicación de productos químicos y además obtener el producto final de forma adecuada para su traslado y comercialización.

El cemento de oro y plata después de filtrado y lavado, se funde en horno a gas para crisol de 25 kg. Se adiciona bórax, nitrato de sodio, sílice y carbonato de sodio

como fundentes, obteniéndose luego un bullón el cual es el producto final de todo el proceso.

En las campañas de oro, el oro bullón obtenido presenta % Au: 50-60, % Ag: 30-40 y 10% a menos de otros elementos.

En las campañas de plata, el oro bullón obtenido presenta 5-10% de oro, 80-85% de plata y 10% a menos de otros elementos.

5.2.1 Operación de fundición

Tabla 5.12: Equipos, herramientas y materiales usados en la fundición

EQUIPOS	HERRAMIENTAS	MATERIALES
<ul style="list-style-type: none"> ❖ Horno de fundición. ❖ Crisoles de grafito ❖ Lingoteras ❖ Campana extractora ❖ Equipos de Retorta ❖ Lavado de Gases 	<ul style="list-style-type: none"> ❖ Lampa punta cuadrada. ❖ Carretilla. ❖ Martillo de 3 kg. ❖ Tenazas. 	<ul style="list-style-type: none"> ❖ Precipitado de celda electrolítica. ❖ Fundente. ❖ Ceniza de hueso. ❖ Sílice. ❖ Carbonato de sodio. ❖ Nitrato de potasio.

Procedimiento:

- a) Limpieza de ánodos (planchas).
- b) Limpieza de cátodos (se obtiene el lodo catódico).

Se cosecha el cemento que se encuentra en el cátodo de la celda.

Posteriormente se realiza la limpieza del precipitado que se encuentra depositado en el fondo de la celda.

Se realiza el lavado de cátodos, con el objetivo de separar el cemento de la virutilla de acero; las impurezas de virutilla que pudieran quedar en el cemento y el precipitado de la celda, son retiradas con un imán, luego se deja sedimentar un aproximado de media hora para luego sifonear.

Ataque químico:

Una vez separado el precipitado de la virutilla de acero (cátodo), el cual tiene valores de oro y plata en su superficie, es atacado con ácido clorhídrico.

El procedimiento se inicia usando un balde de 5 galones (plástico), se adiciona la virutilla de acero, luego se vierte agua caliente y seguidamente el ácido clorhídrico, para formar una solución de cloruro férrico más hidrogeno.



Toda esta operación se realiza en un constante baño María donde se adiciona agua caliente para acelerar su cinética de reacción, hasta la disolución del fierro para obtener el material valioso que se encontraba en su superficie.

Una vez atacado en su totalidad es enjuagado con agua en reiterada veces, con la finalidad de neutralizar el cemento, luego el cemento es filtrado y homogenizado con bórax, para luego fundirlo.

El Cloruro de Fierro que es una solución ácida es enviada mediante una tubería de HDPE hacia la cancha de relave donde se neutralizará por la alta alcalinidad del proceso de lixiviación de planta.

La lana de acero lavado, presenta un porcentaje alto de plata al ser analizado: 75-80% Ag y 10-15% Au.

Lavado y neutralizado de gases:

Los gases de hidrógeno producido por el ataque químico de la virutilla de acero es succionado por la campana extractora, donde también se junta con los gases producido por la fundición, luego enviado al scrubber donde los gases son lavado, neutralizado y condensado y enviado por tubería a la cancha de relave.

- c) Se filtra a presión el lodo o precipitado o cemento con una bomba en vacío o filtro de prensa utilizando un papel filtro grueso, por un lapso de media hora. El producto de la filtración (torta) es pesado quedando registrado el peso.
- d) La torta es reducida a partículas más pequeñas, luego es mezclada con bórax (fundente), de 200 g por un kilo de cemento, se homogeniza y luego se procede a fundir en un horno de crisol de grafito de 30 kilos con una temperatura 1 200 °C, esta alimentación al crisol se realiza de manera progresiva.
- e) Se funde en un crisol #30 y #20 dependiendo la cantidad dentro de un horno de fundición conectado a gas. Se precalienta el crisol hasta 1 000 °C. Se añade continuamente el material fundido por una hora hasta llenar el crisol.
- f) Empieza la fundición obteniendo bullón o barra de metal.

Trascurrida unos 45 minutos se realiza la primera colada, luego se prepara la torta para realizar una segunda colada.

Con el producto de estas dos coladas se hace un refundido, obteniendo un producto final, el que es previamente muestreado con un tubo capilar, donde es succionado con una bombilla de goma.

Una vez limpio se vierte al lingote que se encuentra aceitado y precalentado.

Se retira del lingote todo resto de aceite o grasas sobre la superficie.



Figura 5.8: Colada del material fundido en las lingoteras

- g) El lingote bullón es lavado y limpiado para luego, mediante un taladro y broca, se sacan muestras y contramuestras para su respectivo análisis. Las muestras y contra muestras son pesadas, selladas y enviadas al laboratorio químico para determinar su ley de Au, Ag, Cu, Fe y otros.
- h) Una vez realizado un segundo muestreo, el lingote bullón es pesado, sellado y codificado terminando así el trabajo de operación, quedando listo para su entrega y traslado.



Figura 5.9: Barra de oro bullón

Tabla 5.13: Costo total de los 3 lingotes bullón en la campaña de oro

	BULLÓN 1	BULLÓN 2	BULLÓN 3
Ley Au (%)	59.056	59.134	59.172
Ley Ag (%)	35.308	35.719	35.334
Total (%)	94.364	94.853	94.506

peso total	12 213	12 136	12 158	gr
Au	7 212.546	7 176.452	7 194.096	gr
Ag	4 312.149	4 334.889	4 295.894	gr

PU US\$/gr Au	46.872	46.872	46.872
PU US\$/gr Ag	0.714	0.714	0.714

US\$ Au	338 066.77	336 374.96	337 201.96
US\$ Ag	3 080.158	3 096.401	3 068.548

TOTAL US\$	341 146.92	339 471.36	340 270.51	1 020 889
-------------------	------------	------------	------------	------------------

Tabla 5.14: Costo total de los 3 lingotes bullón en la campaña de plata

	BULLÓN 1	BULLÓN 2	BULLÓN 3
Ley Au (%)	8.661	8.742	8.830
Ley Ag (%)	84.430	83.244	83.533
Total (%)	93.090	91.986	92.363

peso total	17 365	17 212	17 083	gr
Au	1 503.951	1 504.608	1 508.380	gr
Ag	14 661.2	14 328.043	14 270.025	gr

PU US\$/gr Au	46.872	46.872	46.872
PU US\$/gr Ag	0.714	0.714	0.714

US\$ Au	70 493.194	70 523.991	70 700.794
US\$ Ag	10 468.097	10 230.223	10 188.798

TOTAL US\$	80 961.29	80 754.214	80 889.592	242 605
-------------------	-----------	------------	------------	----------------

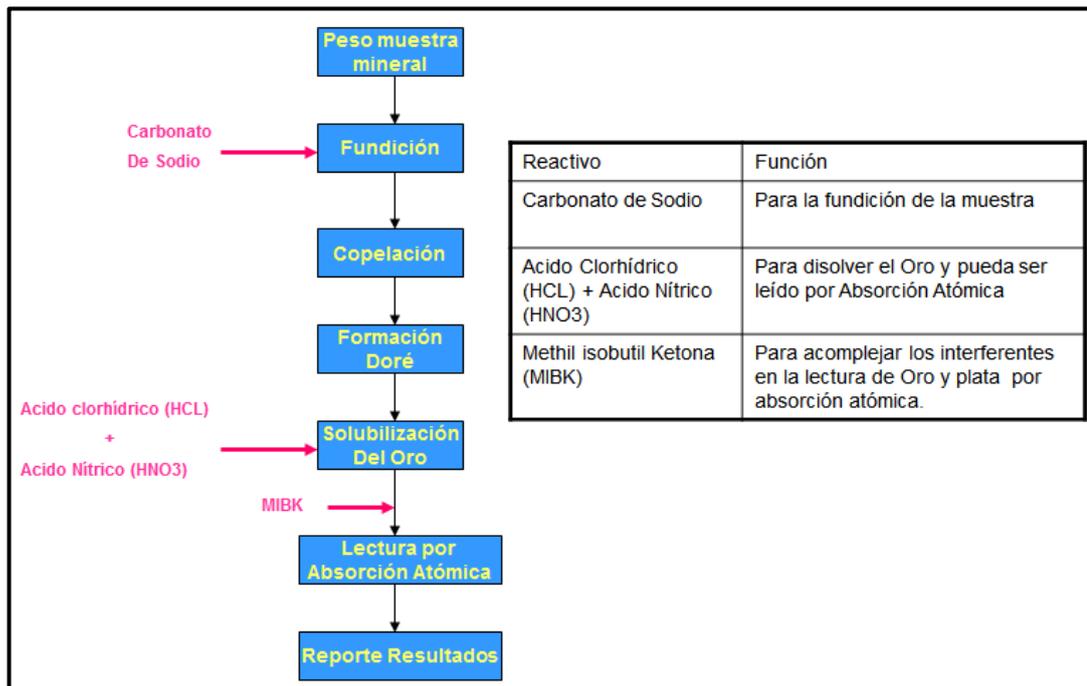


Figura 5.10: Diagrama de flujo del análisis por oro en el laboratorio [2]

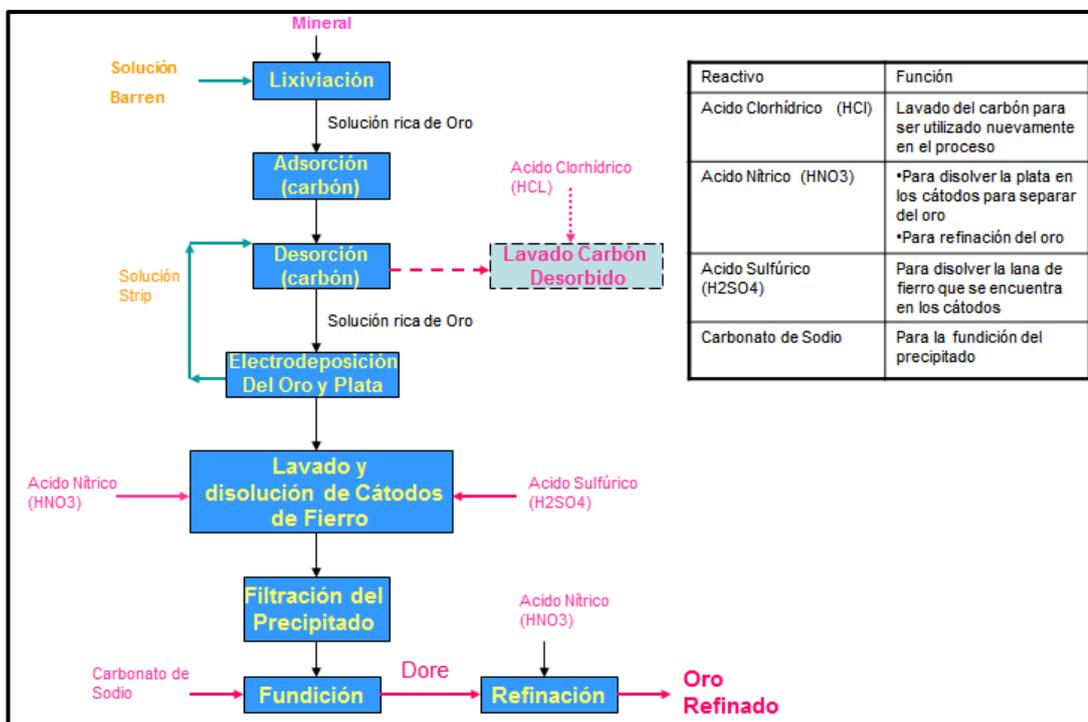


Fig. 5.11: Diagrama de flujo para la obtención del oro refinado [2]

5.3 Refogado

Los relaves de amalgamación generados en operaciones artesanales constituyen un volumen significativo del material tratado en esta planta de beneficio; su importancia desde el punto de vista ambiental radica en que el alto contenido de mercurio que tienen debe ser manejado cuidadosamente para evitar que esta contaminación se extienda más allá de la planta y depósitos de relaves; a diferencia del cianuro el mercurio es un elemento altamente tóxico cuyos productos persisten a largo plazo e incrementan su toxicidad con el tiempo.

Su importancia radica en que tal amalgama presenta oro en la cual se recupera mediante el refogado, obteniéndose así un ingreso adicional sin gasto alguno de operación.

Cada cierto tiempo se para el proceso de la planta metalúrgica para la recolección de la amalgama atrapada en las canaletas, en el cajón de pulpa, en la bomba de pulpa, en el hidrociclón y en el cajón de retorno.



Figura 5.12: Recolección de la amalgama en las canaletas

El Horno de retorta es un recipiente parecido a un crisol, con un mecanismo para abrir y cerrar, un seguro a prueba de alta presión, un tubo de salida del recipiente en la parte superior con un cuello que apunta hacia abajo y en su trayecto pasa a través de un recipiente con agua que sirve como condensador. El extremo del tubo, para la salida de los gases de mercurio debe estar dentro de un recipiente con agua para asegurar que todo el mercurio evaporado haya sido condensado y recibido dentro de agua impidiendo cualquier fuga de mercurio al medio ambiente, ya sea en estado sólido o gaseoso.

Dependiendo de los metales que acompañan, el oro que ha sido pasado por la retorta, algunas veces presenta una superficie de color gris. Esto ocurre cuando existe la presencia de sulfuros atrapados en la amalgama. Para impedir que el oro salga de un color opaco debido a las impurezas del crisol de fierro, se envuelve el botón de amalgama en papel antes de iniciar el refogado.



Figura 5.13: Horno de retorta

La retorta requiere generalmente más tiempo que quemar la amalgama que cuando se hace el refogado al aire libre, debido a que hay que calentar el crisol que la contiene, la temperatura exterior debe llegar hasta esta unos 500 grados

centígrados para que en su interior la amalgama llegue a los 360 grados centígrados y se pueda separar todo el oro del mercurio presente en la amalgama. Este mayor tiempo de trabajo con el horno de retorta implica un mayor gasto de combustible, sin embargo se protege de la contaminación por el mercurio gaseoso a la planta de beneficio.



Figura 5.14: Oro obtenido del refogado

5.4 Componentes del área de desorción y fundición

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

La columna de desorción es aislada para reducir las pérdidas de calor. El carbón cargado es alimentado a la columna de desorción y luego el sistema es sellado en el descargado del carbón.

El reactor tiene una capacidad de 3 000 kg de carbón nuevo y de 3 150 kg para carbón usado (con una ley promedio de 6 g de Au/kg de carbón y un porcentaje de humedad del 30%).

El carbón, luego de este proceso es entonces descargado de la columna y otra vez transferido al circuito de adsorción. Para un contacto eficiente con el carbón, el reactor es una columna de 3 000 mm de alto x 950 mm de diámetro.



Figura 5.15: Reactor de desorción de carbón

- Celda de Electrodeposición: Es un dispositivo en el que toma lugar una reacción química de oxidación o de reducción. La celda consiste, fundamentalmente, en dos conductores llamados electrodos, en contacto con una solución adecuada de un electrolito. Cuando los dos conductores son conectados, a través de un circuito eléctrico externo, una corriente eléctrica fluye entre ellos proporcional a la diferencia de potencial existente entre ellos. En resumen, es aquella celda electroquímica en la que se induce a una reacción química no espontánea

mediante el uso de la energía eléctrica procedente de alguna fuente eléctrica externa.

La celda del área de desorción utiliza 8 cátodos de lana de acero (arcos de varillas de 1/4 de acero inoxidable envueltos con virutillas de acero) y 9 ánodos de planchas de acero inoxidable. La alimentación se lleva a cabo directamente por la parte inferior de la celda.

La solución entra por un extremo de la celda y sale por el otro, atravesando los cátodos de lana de acero, lo que minimiza la posibilidad de corto circuito de electrolito. En la celda electrolítica la solución pasa por los cátodos, se activa el rectificador de corriente a 2.5 V, dando como lectura 500 A.

El primer cátodo es retirado periódicamente de la celda cuando alcanza la carga programada de oro, mientras los otros se hacen avanzar un lugar, instalándose un cátodo fresco en el último.



Figura 5.16: Celda de electrodeposición

- Caldero, Intercambiador de Calor: El equipo de calentamiento es un calentador de caldera o eléctrico, el cual calienta a la solución a la temperatura de operación. La solución caliente calienta a los componentes del circuito y mantiene la temperatura de la columna de desorción. Una vez que el circuito

está caliente, la serie de intercambiadores de calor transfieren calor a la solución fría saliente de la columna y calienta a la solución entrante a la columna. Las pérdidas de calor son altas con ciclos frecuentes. El agua caliente o el vapor contenidos en la caldera son generalmente utilizados para proporcionar la energía necesaria para el calentamiento de la solución.



Figura 5.17: Caldero y el tanque de paso

- Horno de Fundición: Es una máquina que realiza el proceso de fundir los metales en un crisol de grafito. La ventaja que tiene respecto de otros tipos de horno es que el metal se funde fuera del contacto con el combustible lo que permite mantener el metal libre de impurezas y contaminantes.



Figura 5.18: Horno de fundición de 30 kg de capacidad

5.5 Balance de materiales

El balance de materia se realizó considerando 150 TMSD = 150 toneladas métricas de material para procesar por día; luego se realizó los cálculos por 1 TMS.

Tabla 5.15: Balance de materia de la planta de beneficio

Producto	Peso	leyes (g/TM)	Contenido (Kg)	Distribución (%)
	TM	Au	Au	Au
LIXIVIACION				
Cabeza (TMS)	150	15.790	2.37	100.0
Sol Rica (m ³) (*)	216	10.000	2.16	91.1
Relave (TMS)	150	1.400	0.21	8.9
(*) ley en g/m ³				
ADSORCION				
Sol Rica (m ³)	216	10.000	2.16	100.0
Carbón (kg) (*)	306	7.000	2.14	99.15
Sol Barr (m ³)	216	0.085	0.02	0.85
(*) ley de sol en g/m ³ y ley carbón en g/kg				
DESORCION - FUNDICION				
Carbón (kg)	306	7.000	2.14	100.0
Dore (kg) (*)	5.25	40.0	2.10	98.21
Soluc. Strip (m ³)(**)	2.00	10.000	0.02	0.93
Carbón (kg)	306	0.060	0.02	0.86
Recuperación General			2.10	88.74
(*) ley en % y (**) ley en g/m ³				
variable				

Tabla 5.16: Balance de los insumos para la fundición

INSUMOS PARA FUNDICION			
Para obtener un Dore de:		2.10	Kg
Se tiene un precipitado de:		5.25	Kg
Se emplea lana de Fierro		0.21	Kg
En disolver esta Lana			
Se requiere 8 kg de HCl por 1 Kg Fe		1.68	Kg
Se necesita un flux :		5.25	Kg
Compuesto de:			
BORAX	60%	3.15	Kg
CARBONATO DE SODIO	1%	0.05	Kg
SILICE	40%	2.10	Kg
NITRATO DE POTASIO	2%	0.11	Kg

Tabla 5.17: Balance para el tratamiento del carbón activado

TRATAMIENTO QUIMICO Y TERMICO DE CARBONES		
TRATAMIENTO QUIMICO		
Carbón a tratar (75% del total de C*)	229.31	Kg
Peso de ácido a consumir (HCl industrial)	34.40	Kg
34.40Kg de HCl es el 15% de 229.31kg de Carbón		
TRATAMIENTO TERMICO		
Carbón a tratar (1/3 del total de C*)	76.44	Kg

Tabla 5.18: Equipos instalados en el área de desorción y fundición

DESORCIÓN Y FUNDICIÓN DESCRIPCION	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (kW)	Veloc. (RPM)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Bomba horizontal inox1 2"x1 1/2"	5.5	4.10	3 450	220	19.70	16.0
Bomba horizontal inox2 2"x1 1/4"	4.0	2.98	3 450	440	5.7	4.0
Zaranda vibratoria 3"x5"-m10	3.0	2.24	1 725	440	4.34	3.0
Campana extractora de gases	3.0	2.24	1 725	440	4.34	3.0
Horno de fundición a gas de 30 kg	3.0	2.24	1 725	440	4.34	3.0
TOTAL	18.5	13.80			38.42	29.00

CAPITULO VI

DEPOSITO DE RELAVES

6.1 Relavera

El depósito de relaves se localiza en la parte oeste de la zona industrial, sobre una terraza, entre los niveles 106.5 y 121 msnm.

Se denomina relave a todo el material molido en los molinos y después de ser extraído el contenido aurífero en nuestro proceso. Mediante análisis químicos se obtiene que la cantidad de oro que va a la relavera es de 0.038-0.040 oz/TC equivalente a aproximadamente 1.3 g/TM.

El depósito de relaves está diseñado contra fallas por deslizamiento, capacidad de carga y asentamiento en el área de cimentación.

El presupuesto para la construcción de una relavera se estima teniendo en cuenta los costos reales del mercado, mano de obra del régimen de construcción civil y las condiciones de ubicación del proyecto.

El monto del costo del presupuesto para la relavera N° 2 ascendió a la suma de 1 842 574.26 Nuevos Soles (Un millón Ochocientos cuarenta y dos mil Quinientos setenta y cuatro y 26/100 Nuevos Soles). El periodo de tiempo que se ejecutó la obra para la construcción de la presa de relave fue de 104 días calendarios.

6.1.1 Consideraciones para la construcción del depósitos de relave

- **Presa de Relaves**

Los depósito de relaves fueron construidos siguiendo todos los parámetros de diseño, con material de préstamo de las canteras aledañas, conformando un núcleo de suelo de baja permeabilidad con cuerpo homogéneo granular.

Se estudia la cantera de material de préstamo con la finalidad de obtener sus características geotécnicas para su evaluación y posterior utilización en la conformación de la presa.

La presa que almacena los relaves, es del tipo homogénea, con material tipo arena mal gradada con grava, construidas sobre un potente estrato de suelos grava-arenosa-limosa medianamente denso, con partículas mayores de 3 pulgadas y presencia de boleos y bloques de hasta 50 cm de diámetro.

La cimentación de la presa es construida colocando el suelo de préstamo por capas y compactando, por tanto los parámetros de resistencia han sido evaluados al 95% de la densidad máxima.

Relavera N° 1:**Tabla 6.1:** Características de la relavera N° 1

Largo	100 m
Ancho	50 m
Altura promedio	5 m
Volumen promedio (aprox.)	25 000 m ³
Densidad Aparente	1.5 kg/l
% H ₂ O	10
Capacidad	37 500 TM
Periodo de operación	1 año 6 meses

Tabla 6.2: Mineral tratado en 18 meses (relavera N° 1)

Tonelaje (febrero -diciembre) 2008	41.6 TMD	12 483 TM
Tonelaje (enero -septiembre) 2009	70.9 TMD	17 017 TM
Total		29 500 TM

Relavera N° 2:**Tabla 6.3:** Características de la relavera N° 2

Largo inferior	111 m
Ancho inferior	41.4 m
Área	4 595.4 m ²

Largo superior	122 m
Ancho superior	50 m
Área	6 100 m ²

Altura promedio	7.8 m
Volumen promedio (aprox.)	41 712.06 m ³
Densidad Aparente	1.5 kg/l
% H ₂ O	10
Capacidad	62 568.09 TM
Periodo de operación (80 TMD)	1 año 5 meses

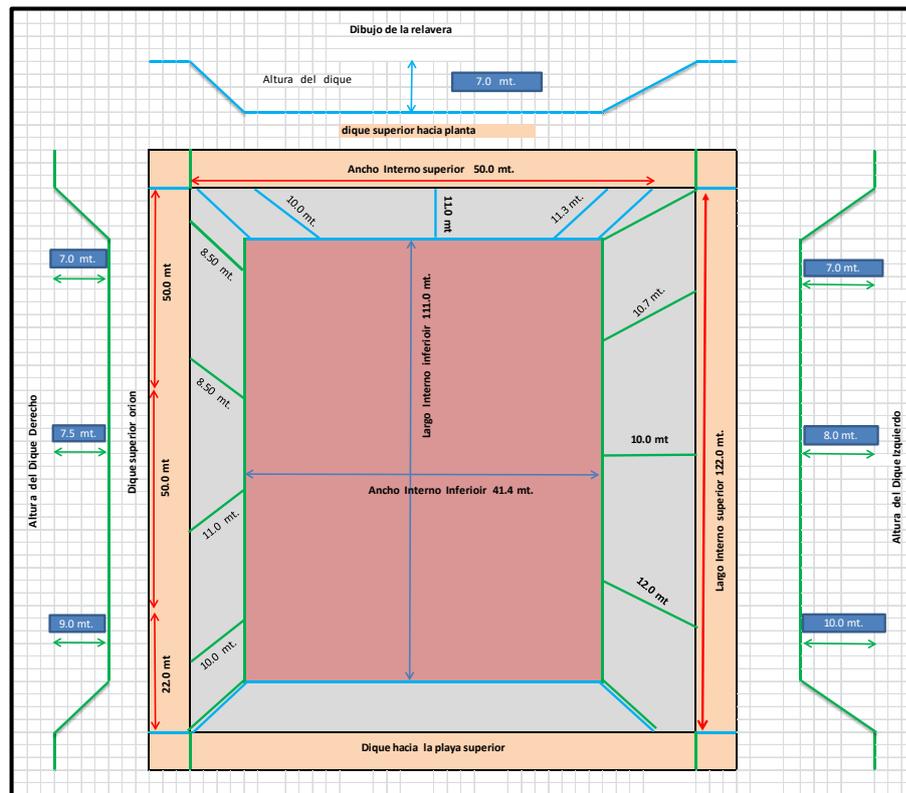


Figura 6.1: Características geométricas de la relavera N° 2

Relavera N° 3:

Tabla 6.4: Características de la relavera N° 3

Largo inferior	67.72 m
Ancho inferior	41.57 m
Área	1 407.56 m ²

Largo superior	76.54 m
Ancho superior	50.65 m
Área	1 938.37 m ²

Altura promedio	7 m
Volumen promedio (aprox.)	23 421.54 m ³
Densidad Aparente	1.5 kg/l
% H ₂ O	10
Capacidad	35 132.32 TM
Periodo de operación (120 TMD)	9 meses 22 días

Relavera N° 4:

El depósito de relaves almacena aproximadamente 4 500 toneladas por mes de relaves provenientes de la planta de Proceso. El depósito es construido siguiendo el método de aguas abajo. La estación de descarga se ubica en la cresta de la presa (corona del dique) y recibe la pulpa de relaves que es almacenada en el vaso del depósito. La descarga es en múltiples puntos, la tubería de conducción es reubicada periódicamente en las diferentes zonas del depósito, de modo de mantener un borde libre operativo de por lo menos 1 metro alrededor de todo el depósito.

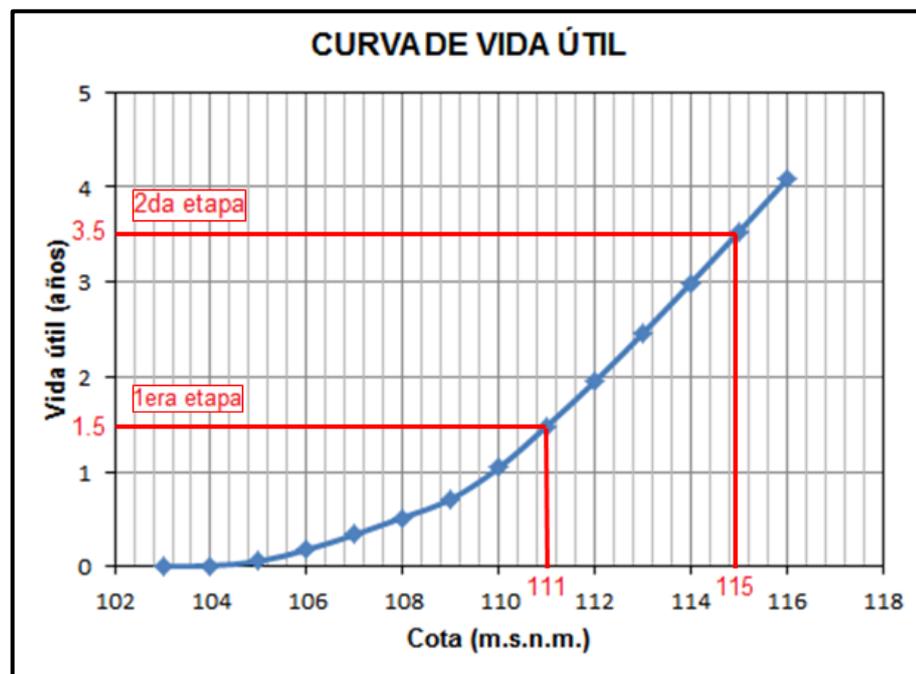
La disposición de relaves proyectado hasta la cota 115 m.s.n.m. nos permite tener una vida útil de 3.5 años, cota restringida por el borde libre de un 1 metro que se requiere para que el embalse tenga suficiente capacidad en todo momento para almacenar el volumen de la Máxima Avenida Probable (PMF). Siendo este volumen el que debe cubrir los eventos extremos de lluvias y cubrir los eventos extremos por operación.

Se considera lo siguiente para la ampliación y recrecimiento del depósito de relave N° 4 de la planta de beneficio en la cota 112 (etapa I) y la cota 116 (etapa II):

- * Producción promedio diario= 150 TM/día
- * Producción promedio anual= 54 000 TM/año
- * Densidad del relave= 1.50 TM/m³
- * Producción promedio anual en volumen= 36 000 m³/año

Tabla 6.5: Ampliación y recrecimiento del depósito de relave N° 4

Cota m.s.n.m.	A m ²	V m ³	Vacum m ³	Vacum MMC	Vida útil año
103	314.38	0	0	0	0
104	1 655.42	390	390	0.0004	0.01
105	4 033.31	1 693	2 083	0.0021	0.06
106	5 414.32	4 392	6 475	0.0065	0.18
107	6 376.50	5 680	12 155	0.0122	0.34
108	6 932.23	6 472	18 627	0.0186	0.52
109	7 356.44	6 996	25 623	0.0256	0.71
110	7 791.68	11 919	37 542	0.0375	1.04
111	14 673.59	15 875	53 417	0.0534	1.48
112	15 557.09	16 873	70 290	0.0703	1.95
113	16 415.22	18 218	88 508	0.0885	2.46
114	17 210.08	19 050	107 558	0.1076	2.99
115	25 047.32	19 449	127 007	0.1270	3.53
116	25 573.60	19 848	146 855	0.1469	4.08

**Figura 6.2:** Curva cota (m.s.n.m.) vs años de vida

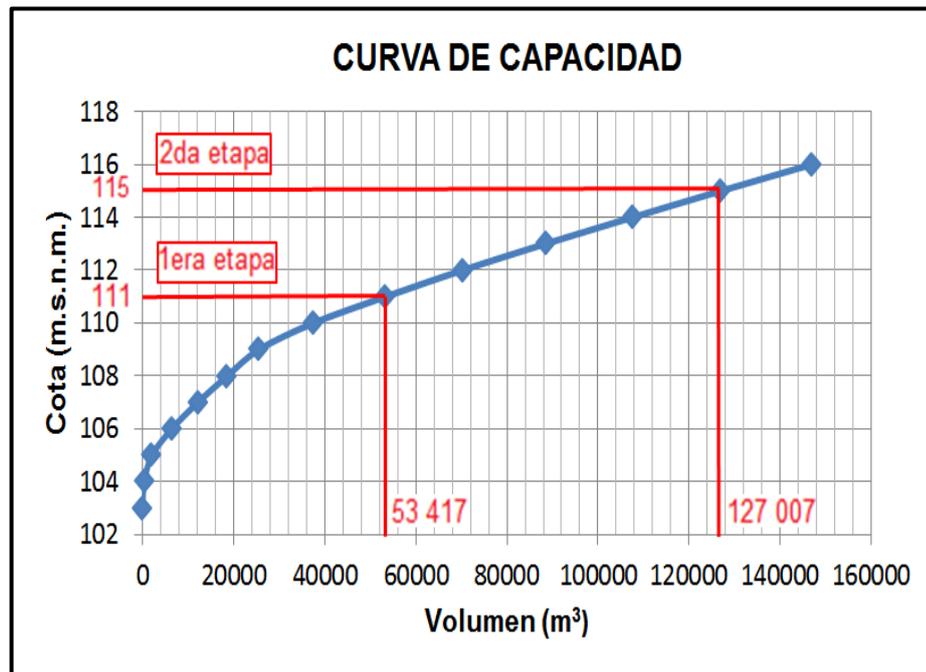


Figura 6.3: Curva volumen (m³) vs cota (m.s.n.m.)

En esta curva mostrada se observa que el nivel de coronación de la relavera para la I Etapa al nivel 112 m.s.n.m. da como volumen total de almacenamiento 53 417 m³ y para la II Etapa al nivel 116 m.s.n.m. da como volumen total 127 007 m³.

- **Impermeabilización del Depósito de Relaves**

Sobre el terreno de fundación se instala el sistema de colección de aguas subterráneas y control de fugas. Sobre el suelo de fundación, se coloca suelo de baja permeabilidad (arcilla) compactado al 95% de la densidad máxima, en un espesor de 0.30 m.

Previo a la instalación de la geomembrana se deberá tratar del terreno, liberándolos de partículas sobresalientes y/o angulosas, para luego instalar la geomembrana HDPE de 1 mm. de espesor debidamente soldada. En todo el perímetro y por encima de la cota máxima de los relaves a depositar, se empotraran los

geosintéticos en un canal rectangular, el mismo que será relleno con material propio.

- **Sistema de Subdrenaje de aguas subterráneas**

Este sistema tiene por objeto:

- ❖ Para evacuar las inexistentes aguas subterráneas debajo del vaso de almacenamiento.
- ❖ Servir como un control de fugas respecto de las aguas con contenido de cianuro, que se depositan en la relavera.

En la relavera N° 2 se construyó 394.1 m de drenes secundarios, compuesto de una tubería HDPE perforada de 4" de diámetro, la cual es instalada al interior de un canal trapezoidal de 1m de base inferior por 1 m de altura y un talud de 0.5 H a 1.0 V. El canal esta relleno con grava drenante. Estos drenes desembocan al dren principal.

El dren principal, tiene una orientación perpendicular al eje de la presa y esta conformada por una tubería HDPE liso de 6" de diámetro de 88.0 m de longitud, la cual antes de cruzar el eje de la presa se empatará a una tubería HDPE liso de 6" liso de 61.2 m de longitud. La tubería se instala al interior de un canal trapezoidal de 1 m de base inferior por 1 m de altura y talud de 0.5 H a 1.0 V, la cual previamente es revestido por geotextil no tejido de 255 g/m² y relleno por grava drenante.

Este sistema de drenes permite entregar las aguas de infiltración, hacia la poza de almacenamiento.

- **Sistema de drenaje de aguas de escorrentía**

Consiste de una cuneta o canal de coronación que bordea la parte alta de todos los depósitos de relave (canchas antiguas y el nuevo depósito de relaves). Este sistema previene el ingreso de aguas de escorrentía hacia los depósitos de relaves, evitando la generación de drenaje ácido.

Para evitar la entrada de agua de escorrentía en el depósito de relaves N° 2, se construyó una cuneta de coronación de 213.0 m de sección trapezoidal de 0.30 m de base inferior, 0.60 m de base superior, 0.40 m de altura y 0.18 m² de área de sección.

La cuneta de coronación es de mampostería de piedra de 0.15 m de espesor y es capaz de conducir un caudal máximo de 0.035 m³/s, correspondiente a una avenida de 100 años y al final de esta estructura se proyectó un canal de entrega hacia la quebrada ubicada al sur.

- **Sistema de drenaje de aguas de decantación**

El sistema de drenaje de las aguas de decantación se encargará de evacuar las aguas superficiales acumuladas en el depósito. El agua decantada será recirculada a la planta por sistema de bombeo.

- **Sistema de Drenaje de Aguas de Infiltración**

El sistema de drenaje propuesto tiene por finalidad captar y evacuar las aguas de infiltración en los relaves almacenados en el depósito. El sistema de drenaje está conformado por un sistema de drenaje.

La relavera es un área impermeabilizada con una cobertura de geomembrana HDPE SST de 1.0 mm, la cual cubre toda la relavera y parte de la plataforma de coronación donde es colocado el anclaje respectivo, la cual no deja pasar líquidos y sólidos.

En el proceso el 99.99% del mineral es depositado en la relavera y emite cero efluentes al medio ambiente.

Como depósitos de relave se tiene la relavera N° 1, la relavera N° 2 y la relavera N° 3, todos completamente llenos en su capacidad. Actualmente el relave es descargado en la relavera N° 4 que tiene una capacidad para 2 años de operación a una tasa de 140 TMD.

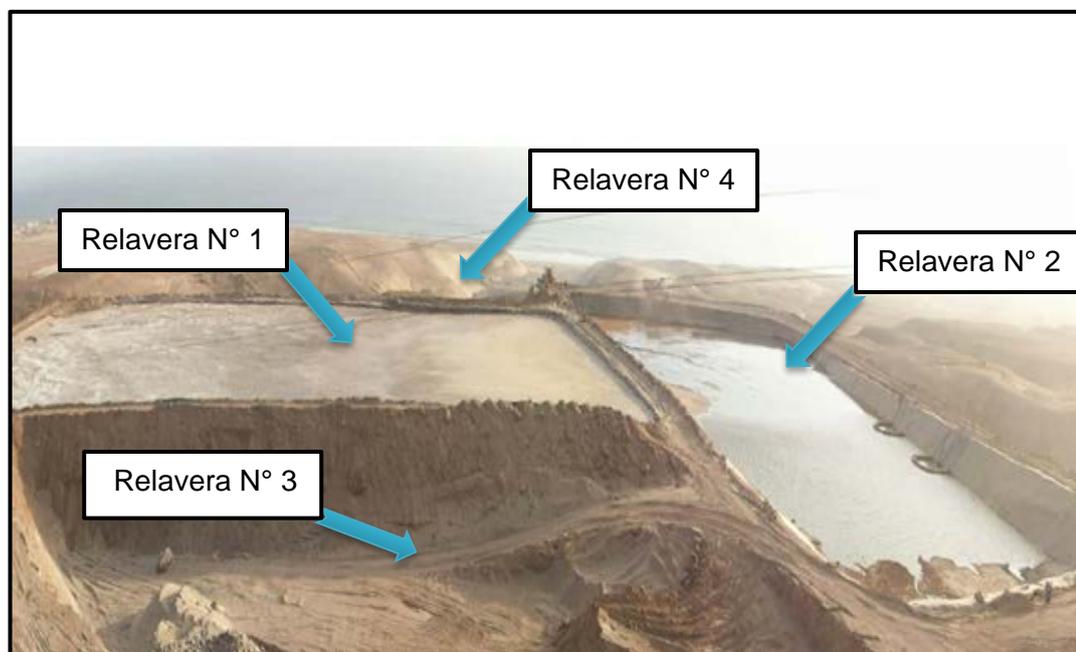


Figura 6.4: Depósito de relaves de la planta de beneficio

6.1.2 Estudio experimental sobre la recuperación del relave

- Relave N° 1: Lavado - secado – cianurado

Dilución de lavado: 1.946

Concentración: 0.328 ppm

Ley: 0.638 g/TM

Ley: 0.019 oz/TC

BK: 0.120 ppm

Ley: 0.234 g/TM

Ley: 0.007 oz/TC

Lavado Inicio: 0.017 ppm

Ley de Cabeza:

Au: 0.068 oz/TC

Ag: 1.303 oz/TC

Peso Muestra: 300 g

Volumen Agua: 900 ml

pH: 11

Fuerza: 2 000 ppm

Dilución: 3

Tabla 6.6: Recuperación de Au en el relave N° 1

Horas	cc	Au (mg/l)	mg	B	Au (g/TM)
1	25	0.206	0.0052		
2	25	0.224	0.0056	0.224	0.672
4	25	0.234	0.0059	0.234	0.702
8	25	0.282	0.0071	0.282	0.846
12	25	0.291	0.0073	0.291	0.874
24	25	0.293	0.0073	0.293	0.880
% REC					37.726

Tabla 6.7: Recuperación de Ag en el relave N° 1

Horas	cc	Ag (mg/l)	mg	B	Ag (g/TM)
1	25	8.202	0.2051		
2	25	8.411	0.2103	8.411	25.233
4	25	8.920	0.2230	8.925	26.775
8	25	9.464	0.2366	9.469	28.408
12	25	9.582	0.2396	9.588	28.763
24	25	9.639	0.2410	9.645	28.935
% REC					64.770

- Relave 2: Cianurado sin lavar

Dilución de

lavado: 1.946
 Concentración: 0.328 ppm BK: 0.120 ppm
 Ley: 0.638 g/TM Ley: 0.234 g/TM
 Ley: 0.019 oz/TC Ley: 0.007 oz/TC

Lavado Inicio: 0.017 ppm Peso Muestra: 300 g
 Ley de Volumen Agua: 900 ml
 Cabeza: pH: 11
 Au: 0.068 oz/TC Fuerza: 2 000 ppm
 Ag: 1.303 oz/TC Dilución: 3

Tabla 6.8: Recuperación de Au en el relave N° 2

Horas	cc	Au (mg/l)	mg	B	Au (g/TM)
1	25	0.388	0.0097		
2	25	0.455	0.0114	0.455	1.366
4	25	0.461	0.0115	0.461	1.384
8	25	0.479	0.0120	0.479	1.438
12	25	0.469	0.0117	0.469	1.408
24	25	0.486	0.0122	0.486	1.459
% REC					65.464

Tabla 6.9: Recuperación de Ag en el relave N° 2

Horas	cc	Ag (mg/l)	mg	B	Ag (g/TM)
1	25	10.790	0.2698		
2	25	12.940	0.3235	12.947	38.840
4	25	13.160	0.3290	13.168	39.504
8	25	14.185	0.3546	14.193	42.580
12	25	14.680	0.3670	14.689	44.067
24	25	14.740	0.3685	14.749	44.248
% REC					93.385

6.2 Proceso de recirculación de aguas

El sistema de drenaje de aguas de decantación está compuesto por una bomba de 20 HP, la cual conduce el agua sobrenadante, a través de una tubería de 2" de diámetro, hasta el tanque de aprovisionamiento de agua industrial ubicado a inmediaciones de la planta metalúrgico.

La pulpa de mineral (relave) será descargada por gravedad a la relavera, mediante una tubería de HDPE de Ø 4", en una de las extremidades de la relavera de forma que el sólido se deposite en el fondo y la solución limpia (barren) se va para la otra extremidad formando una pequeña laguna. En esta extremidad de las soluciones decantadas está instalada la bomba para recirculación al tanque de agua de proceso que alimenta la planta.

El sistema adoptado en esta planta de cianuración es de descarga cero, es decir que toda la solución decantada de la relavera es recirculada totalmente al circuito de agua de proceso de la planta por motivos económicos y ambientales; se logra una recuperación adicional de oro que continua cianurándose en la relavera, además de agua y reactivos como cianuro y soda. Por lo tanto no se ha previsto realizar detoxificación alguna hasta el cierre de la planta.

Tabla 6.10: Equipos instalados en la relavera

RELAVE DESCRIPCION	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (kW)	Veloc. (RPM)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Bomba de barren-1 3"x2"	15	11.19	3 500	440	18.50	15.00
Bomba de barren-2 4"x3"	20	14.91	3 535	440	25.20	20.00
TOTAL	35	26.10			43.7	35

La solución barren que presenta $0.034 - 1.173 \text{ Au g/m}^3$, se bombea de la relavera a dos tanques $12' \times 12'$ (estos tanques fueron los reemplazados del circuito de cianuración inicial) con una tubería HDPE de 2" de diámetro y mediante 2 bombas horizontales de 4"x3" o 3"x2".



Figura 6.5: Formación del espejo de agua y bombeo de la solución barren

Tabla 6.11: Condiciones de operación del agua en el proceso metalúrgico

Mineral Fresco 150 TMH/d	m³/d
Humedad del mineral	9.57
Agua fresca (consumo diario)	60.94
Agua total del circuito	284.8
Evaporación en la relavera	19.9
Retención en el relave	45.15
Retorno al circuito (barren)	149.23
Evaporación en el área de tanques	0.78
Consumo de agua fresca en otras áreas	4.68

CAPITULO VII

LABORATORIO QUÍMICO-METALÚRGICO

7.1 Laboratorio químico - metalúrgico

Es un área del proceso productivo que tiene por función realizar todos los ensayos y pruebas químicas-metalúrgicas a los lotes de mineral que ingresan a la planta.

Entre las pruebas que se realizan en esta área están las de recuperación, porcentaje de humedad, consumo de cianuro, determinación de leyes de mineral, etc. Además tiene a cargo el cuarteo, codificado y preparación de muestras y contramuestras de los lotes de mineral.

El laboratorio químico metalúrgico está implementado, en función al equipo de absorción atómica, esto es tratar las muestras de mineral en el menor tiempo posible para el reporte de consumo y recuperación que es crítico por los diferentes tipos de mineral que se procesa.

El laboratorio presenta un rodillo doble con capacidad para 8 molinos de bolas 8"x8" que se utilizan para las pruebas de recuperación intensivas simulando el proceso de planta, asimismo pruebas de consumo de reactivos. Presenta también

un pulverizador de anillos de capacidad de 200 g que se utiliza para las pruebas de consumo de reactivos y con la ayuda de la “puruña” (calculo empírico del contenido de oro aproximado, se simula una concentración gravimétrico en un plato cónico donde se observa el oro libre y de acuerdo a esta cantidad observada se aproxima el contenido de finos) se caracteriza el mineral. Asimismo herramientas de muestreo, herramientas manuales, reactivos e insumos, equipo de preparación de muestra, etc.

7.1.1 Caracterización del mineral

Mediante una correcta caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica del mineral, se plantean los parámetros de operación con el objetivo de lograr un porcentaje de recuperación mayor al 90%. El mineral que se compra y procesa tiene características muy diferentes entre las zonas productoras, esto hace que el mineral en el proceso se comporte de diferentes formas y se refleja en el consumo de Cianuro de Sodio e Hidróxido de Sodio.

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

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



Figura 7.1: Puruña de una muestra de mineral

- Para la caracterización geoquímica se determina la ley mediante el ensaye al fuego con el método Newmont que más adelante se detalla, que determina la fracción entre grueso, oro charpas y/o oro libre, y la fracción fina, oro que no se puede observar y se encuentran en la estructura de los minerales.
- La característica fisicoquímica más importante que determinamos es el nivel de acidez que nos cuantifica el consumo de reactivos, Hidróxido de Sodio, desde un pH bajo hasta pH 10.5 a 11.0
- Como prueba final se determina la caracterización metalúrgica, en este caso determinamos el grado de lixiviabilidad, se realiza las pruebas en botellas que consiste en lixiviar usando Cianuro de Sodio y para mantener el pH Hidróxido de Sodio, se cuantifican estos parámetros para obtener los consumos y se determinan los contenidos de oro en la solución mediante Absorción Atómica que nos da el grado de lixiviabilidad.

7.1.2 Espectrómetro de absorción atómica

El laboratorio químico–metalúrgico presenta un equipo de absorción atómica Perkin Elmer Analyst 400. El equipo trabaja con lámparas de oro, plata y cobre, los cuales se pueden analizar estos elementos en el equipo; además también emplea acetileno y oxígeno para formar la llama a 2 150 – 2 400 °C.

El equipo de absorción atómica es usado:

- Para determinar la concentración del oro y la plata en los tanques de lixiviación.
- Es necesario para las pruebas de absorción del carbón reactivado
- Para determinar el grado de recuperación del oro y la plata, en los lotes de mineral que ingresan a la planta beneficio.



Figura 7.2: Equipo de Absorción Atómica Perkin Elmer Analyst 400

Tabla 7.1: Parámetros de operación del equipo de absorción atómica para la obtención de la curva de calibración del oro [2]

ORO						
PARAMETROS			FECHA STD	STD (ppm)	ABS (U.A)	SENSIB.
λ (nm)	242.7	CALIBRACION		BK	0.004	
Slit	1.0			2.0	0.100	0.09
I.L.(mA)	4			5.0	0.242	0.09
F/O	1.5 a 3.5			10.0	0.382	0.12
Sensibilidad	0.10					
Análisis de Linealidad						
Y Conc(ppm)	X (Re) Abs(U.A) (2ppm)	X (Re) Abs(U.A) (5ppm)	X (Re) Abs(U.A) (10ppm)	Observaciones		
0	0	0	0	Existe linealidad en Std 2ppm y Std 5ppm, más no exactamente en Std 10ppm, donde la curva de calibración toma la forma de "S". Se recomienda preparar 5<Stds <10 y calibrar una nueva curva para buscar la linealidad más exacta, o girar el quemador.		
2.0	0.100	0.097	0.076			
5.0	0.250	0.242	0.191			
10.0	0.500	0.484	0.382			

Análisis de Coeficiente de Correlación		
X (Re) Abs(U.A)	Y Conc(ppm)	Observaciones
0	0	Existe un coeficiente de correlación lineal de 0.979(se acepta) en la curva de calibración con estándares de 2,5 y 10ppm.
0.100	2.0	
0.242	5.0	
0.382	10.0	

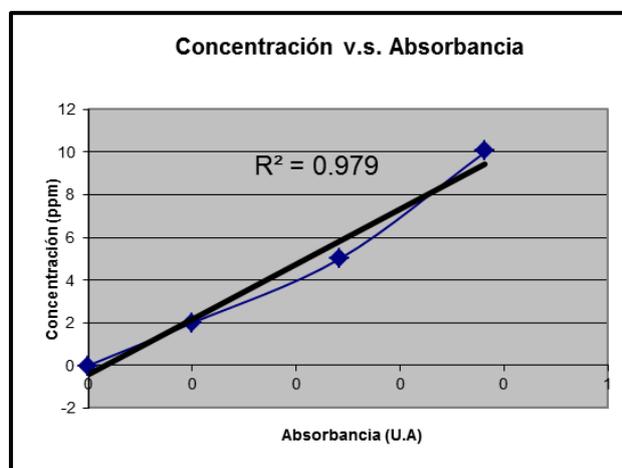


Figura 7.3: Curva de calibración del oro [2]

7.2 Pruebas en el laboratorio químico-metalúrgico

Las pruebas que se realizan en el laboratorio químico-metalúrgico tienen como objetivo fundamental:

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

- a) La muestra mineral procedente del área de muestreo y cuarteo, se toma una o dos muestras de acuerdo al lote de mineral (tonelaje alto o reproducibilidad de la prueba), estas muestras tiene una granulometría 100% - m70.
- b) Se realizan dos pruebas, la primera para el consumo de reactivos en botellas de 0.5 litros de capacidad, para esta prueba se adiciona una cantidad alta de Cianuro de Sodio (30 kg/TM) previamente se observa si es necesario agregar Hidróxido de Sodio, esta prueba se determina fácilmente repulpando 10 g de mineral y se mide el pH, si la lectura es superior a pH 6 se adiciona directamente el cianuro de sodio, si es menor previamente se adiciona Hidróxido de Sodio. En el primer caso al agregar una fuerte cantidad de Cianuro de Sodio indirectamente se eleva el pH por el contenido de Hidróxido que tiene las briquetas de Cianuro y es suficiente para mantener un pH mayor a 10.
- c) La segunda prueba para determinar el grado de lixiviación se realiza en molinos de bolas metálicos con capacidad hasta 1 kg de muestra, estos molinos tienen una carga de bolas de 1/2" y 3/4" con un peso de 6 kg, con un tiempo de cianuración de 2 a 6 horas. Esta prueba reemplaza a las pruebas en botellas que duran 24 a 48 horas.

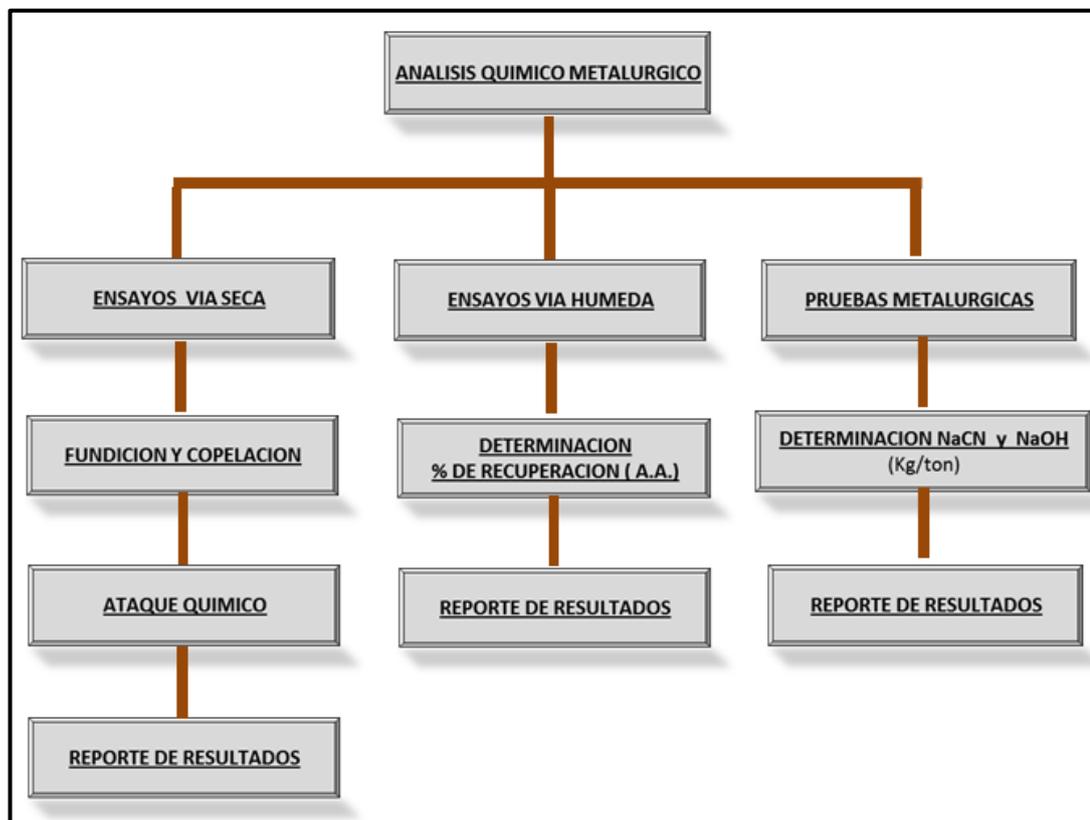


Figura 7.4: Flujograma de análisis químico – metalúrgico [2]

Tabla 7.2: Equipos instalados en el laboratorio químico-metalúrgico

LABORATORIO QUIMICO METALÚRGICO DESCRIPCION	Potencia de motor (HP)	Potencia de motor (KW)	Veloc. (RPM)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Chancadora de quijada 6"x10"	5.0	3.73	1 715	440	7.0	5.0
Pulverizador de anillos	3.0	2.24	1 725	440	4.3	3.0
Campana extractora de gases	5.0	3.73	1 715	440	7.0	5.0
TOTAL	13	9.69			18.34	13

7.2.1 Prueba de determinación de recuperación

Tabla 7.3: Equipos, herramientas y materiales usados en la prueba de recuperación

EQUIPOS	HERRAMIENTAS	MATERIALES
<ul style="list-style-type: none"> ❖ Campana extractora. ❖ Balanzas electrónicas ❖ Pulverizadora de anillos. ❖ Mesa de rodillos. ❖ Chancadora 3" x 2" ❖ Cocina a gas ❖ Estufa eléctrica. ❖ Equipo de absorción atómica. 	<ul style="list-style-type: none"> ❖ Espátula metálica ❖ Brochas ❖ Fiolas de 100 ml, 50 ml, y 1000 ml. ❖ Vasos de precipitado. ❖ Embudo de plástico. ❖ Papel filtro. ❖ Picetas. ❖ Buretas con bombillas de succión. 	<ul style="list-style-type: none"> ❖ Muestra pulverizada de mineral (- 200m) ❖ Soda caústica ❖ Cianuro de sodio ❖ Nitrato de Plata (4.33 g/l) ❖ Soluciones estándar de oro y plata (2 ppm, 5 ppm y 10 ppm)

Procedimiento:

1. Secar la muestra.
2. Preparar la solución de Cianuro de 5 000 ppm de fuerza con 4.5 g de Cianuro de Sodio y 1.14 g de Hidróxido de Sodio. Ésta solución es estándar para la mayoría de muestras.
3. Adicionar a una botella de prueba 300 g de muestra con 900 ml de solución de Cianuro de Sodio.
4. Se agita las botellas de prueba durante 12 horas en la mesa de rodillos, retirando muestras a las tercera, sexta y doceava hora para realizar la lectura en el equipo de absorción atómica.
5. Filtrar las muestras retiradas. La lectura se realiza en un equipo de adsorción atómica según los procedimientos estándares.

7.2.2 Prueba de determinación del consumo de cianuro

Tabla 7.4: Equipos, herramientas y materiales usados en la prueba del consumo de Cianuro de Sodio

EQUIPOS	HERRAMIENTAS	MATERIALES
<ul style="list-style-type: none"> ❖ Campana extractora. ❖ Balanzas electrónicas ❖ Pulverizadora de anillos. ❖ Mesa de rodillos. ❖ Chancadora 3" x 2" ❖ Cocina a gas ❖ Estufa eléctrica 	<ul style="list-style-type: none"> ❖ Espátula metálica ❖ Brochas ❖ Fiolas de 100 ml, 50 ml, y 1000 ml. ❖ Vasos de precipitado. ❖ Embudo de plástico. ❖ Papel filtro. ❖ Piscetas. ❖ Buretas con bombillas de succión. 	<ul style="list-style-type: none"> ❖ Muestra pulverizada de mineral (- 200m) ❖ Soda caustica ❖ Cianuro de sodio ❖ Nitrato de Plata (4.33 g/l)

Procedimiento:

1. Secar la muestra.
2. Preparar la solución de Cianuro de 10 000 ppm de fuerza con 3 g de Cianuro de Sodio y 0.14 g de Hidróxido de Sodio. Esta solución es estándar para la mayoría de muestras.
3. Adicionar a una botella de prueba 100 g de muestra mineral con 300 ml de solución de Cianuro.
4. Se agita las botellas de prueba durante 6 horas en la mesa de rodillos.
5. Se filtra la solución obtenida para realizar la prueba de titulación.

Tabla 7.5: Prueba de recuperación en botellas N° 1

Tiempo en horas		Vol. Sol. (lt)	Vol. AgNO3 (cc)	NaCN libre (ppm)	NaCN libre (gr/lt)	NaCN Consumo				Au				Ag		
Parcial	Acum					Parcial (gr/lt)	Acum (gr)	Parcial (Kg/TM)	Acum. (Kg/TM)	(ppm)	(g/ltm)	(oz/tc)	% Recup.	(ppm)	(g/ltm)	(oz/tc)
0	0	1	0.0	2000	2.00	0	0	0.00	0.00	0	0	0	0	0	0	0
1	1	1	1.4	700	0.70	1.30	2.60	2.60	2.60	2.917	5.834	0.170	42.86	9.108	18.216	0.531
1	2	1	2.1	1050	1.05	0.95	1.90	4.50	1.90	4.035	8.070	0.235	59.29	16.340	32.680	0.953
2	4	1	3.4	1700	1.70	0.30	0.60	5.10	0.60	4.632	9.264	0.270	68.06	20.150	40.300	1.175
4	8	1	3.5	1750	1.75	0.25	0.50	5.60	0.50	4.712	9.424	0.275	69.24	22.320	44.640	1.302
4	12	1	3.2	1600	1.60	0.40	0.80	6.40	0.80	4.473	8.946	0.261	65.73	25.040	50.080	1.461
12	24	1	2.8	1400	1.40	0.60	1.20	7.60	1.20	4.288	8.576	0.250	63.01	30.330	60.660	1.769
12	36	1	2.4	1200	1.20	0.80	1.60	9.20	1.60	4.121	8.242	0.240	60.55	38.250	76.500	2.231
12	48	1	2.6	1300	1.30	0.70	1.40	10.60	1.40	4.113	8.226	0.240	60.44	40.110	80.220	2.340

Fuerza : 2000 ppm

vol. muestra = 25 ml.

Dilución : 2:1

peso mineral	500	gr
solución lix	1000	cc
fuerza CN	2000	ppm
cabeza	0.397	oz/tc
%recup	69.24	%

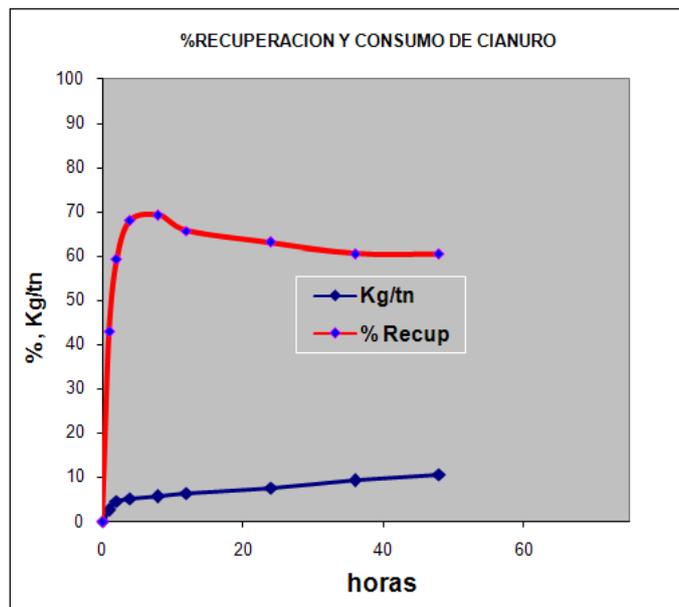


Fig. 7.5: Curvas de recuperación y consumo en función del tiempo

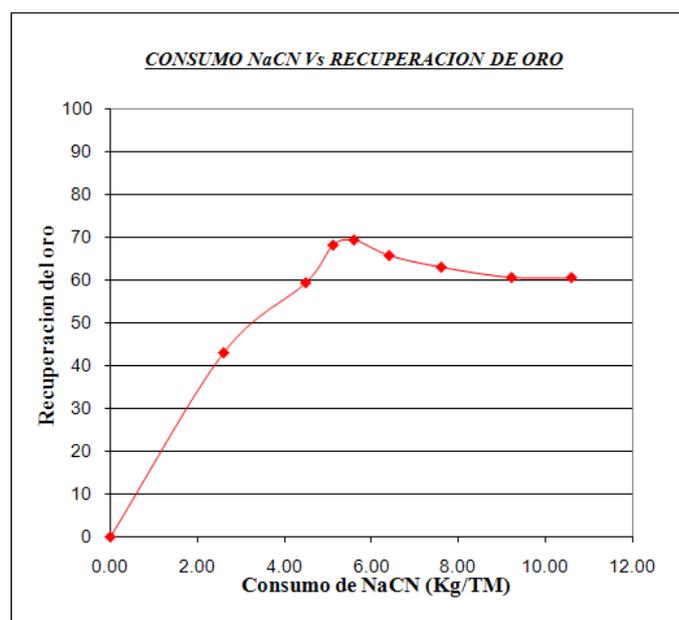


Fig. 7.6: Curva de consumo de NaCN en función de la recuperación de oro

De los resultados obtenidos se obtiene una máxima recuperación de 69.24 % con un consumo de 5.60 kg de Cianuro de Sodio / tonelada de mineral.

7.2.3 Análisis gravimétrico

Las leyes se obtienen por Análisis Gravimétrico.

El análisis gravimétrico o gravimetría consiste en determinar la cantidad proporcionada de un elemento, radical o compuesto presente en una muestra, eliminando todas las sustancias que interfieren y convirtiendo el constituyente o componente deseado en un compuesto de composición definida, que sea susceptible de pesarse.

Para el mineral en roca (muestra) se entrega un peso variable en gramos, mientras que en los remuestreo de los lotes comerciales se entrega muestras con un peso aprox. de 500 g. Se necesita para los análisis:

- Determinación de Oro total en minerales no ferrosos: 30 g
- Determinación de Plata total en minerales no ferrosos: 30 g
- Determinación de Cobre total en minerales no ferrosos: vol. 250 mg

Tabla 7.6: Leyes de oro de muestras de mineral

CODIGO	Au oz/TC		
	Au 1	Au 2	PROMEDIO
M-1	2.885	-	2.885
M-2	1.261	-	1.261

Para obtener la ley de oro en los lotes comerciales se entrega muestras con un peso aprox. de 500 g. Se necesita para el análisis:

- Determinación de Oro total en minerales no ferrosos - Método Newmont:
200 g

Método Newmont: Este análisis se hacen a muestras que normalmente tienen oro grueso (Charpa) que puedan distorsionar el resultado en un análisis por lote o referencial debido al efecto pepita producida por efectos de muestreo, en donde una partículas de oro grueso pueden tomarse para un ensaye o también puede ocurrir lo contrario en el otro (no coger y arrojar un resultado menor y distante al antes mencionado).

Para ello en el método Newmont se procede a analizar la muestra tomando 200 gramos de muestra previamente pulverizada, para luego pasar por una malla N° 150 la cual al tamizarlos nos queda dos porciones una gruesa y otra fina ambas partes se analizan por separado, la parte gruesa (over) en un crisol y la parte fina (under) en 2 crisoles por seguridad. La parte gruesa luego de tamizarla debe estar en el rango de 5-20 gramos para no tener dificultades de pasar finos en el grueso cuando su valor es más de 20 gramos o al contrario cuando hay una molienda muy fina un valor menor a 5 gramos ocasionaría que el grueso pase a los finos.

Debe señalarse que para corroborar el resultado Newmont también es necesario tomar una muestra llamada patrón (sin separar por malla) y ensayar en paralelo.

Tabla 7.7: Ley de oro por el método Newmont

Malla	Pesos retenidos		Ley oz/TC	Promedio ponderado
	GR	%		
+150M	26.421	0.1761	0.977	0.1721
-150M	123.579	0.8239	0.926	0.7629
Total	150.000	Ley calculada informe		0.9350

Promedio ponderado = %*Ley (oz/TC)

Tabla 7.8: Leyes de oro de los lotes de mineral por el método Newmont

CODIGO	Au oz/TC		
	Au + 150 Mesh	Au - 150 Mesh	RESULTADO
M-1	0.024	0.142	0.166
M-2	0.101	3.397	3.497
M-4	0.090	0.830	0.920
M-5	0.010	1.954	1.964

Resultado = + 150 M + - 150 M

Límite de detección: 0,001 oz /TC

CAPITULO VIII

INSUMOS PRINCIPALES EN LA PLANTA DE BENEFICIO

8.1 Mineral de oro

La planta beneficia minerales de oro y plata como valor primario. El oro se encuentra principalmente como oro libre, finamente dividido y/o encapsulado en pirita y en mucha menor proporción como partículas gruesas o “charpas”. La presencia de minerales combinados con plata (electrum) es menos común en los minerales que se tratan en esta planta; la plata tiene una importancia secundaria desde el punto de vista económico.

En el aspecto mineralógico los minerales y relaves presentan alta oxidación, demostrando este hecho la presencia de contenidos de hematita, algo de limonita y de cobre oxidado en ganga de cuarzo con pequeños contenidos de sulfuros, tales como la pirita, con algún contenido de plata y oro libre.

El oro se halla en inclusiones dentro de minerales como cuarzo, óxidos de fierro (hematitas y limonitas) en los minerales oxidados y dentro de pirita, pirrotita,

calcopirita, galena, telururos y arsenopirita en los minerales sulfurados. La presencia de cobre obliga a aumentar las concentraciones de cianuro para la disolución del oro y el cobre algunas veces satura rápidamente el carbón activado, en este caso también debe considerarse que el oro desplaza el cobre en el carbón activado muy fácilmente, la presencia de sulfuros obliga a emplear aeración forzada para acelerar la disolución y obtener mejor recuperación.

Los relaves de amalgamación, son el resultado del tratamiento que dan los mineros informales a los minerales de alta ley, el cual muelen en “quimbaletes” y amalgaman, lo que directamente se muestrea y valoriza, debido a que éste viene ya molido al 100% -50m.

De acuerdo a los análisis químicos la ley promedio de oro en los minerales auríferos es de 0.50 oz/TC ó 17 g/TM, presentando una granulometría promedio de 80% mayor a 1”.

Tabla 8.1: Tonelaje mensual del mineral ingresado durante el año 2012

Meses	TMH	% H ₂ O	TMS	Ley Prom. (oz/TC)	Finos (g)
Enero	3 851.12	5.84	3 626.28	0.463	57 574
Febrero	3 114.92	5.91	2 930.89	0.501	50 325
Marzo	4 263.55	7.08	3 961.55	0.637	86 583
Abril	1 766.8	3.30	1 708.43	0.447	26 196
Mayo	2 486.74	3.02	2 411.54	0.505	41 782
Junio	4 027.86	3.84	3 873.04	0.674	89 513
Julio	3 724.53	3.67	3 587.72	0.478	58 776
Agosto	3 231.75	3.33	3 124.14	0.454	48 667
Setiembre	3 881.67	3.32	3 752.85	0.422	54 311
Octubre	4 205.93	3.63	4 053.37	0.456	63 431
Noviembre	4 129.42	4.16	3 957.51	0.464	63 002
Diciembre	4 419.18	4.14	4 236.07	0.496	72 108
Total	43 103.47	-	41 223.39	-	712 268
Promedio	3 591.96	4.36	3 435.28	0.504	59 355.67

Del cuadro se tiene un promedio de la ley de cabeza de 17.3 g/TM (0.5 oz/TC).

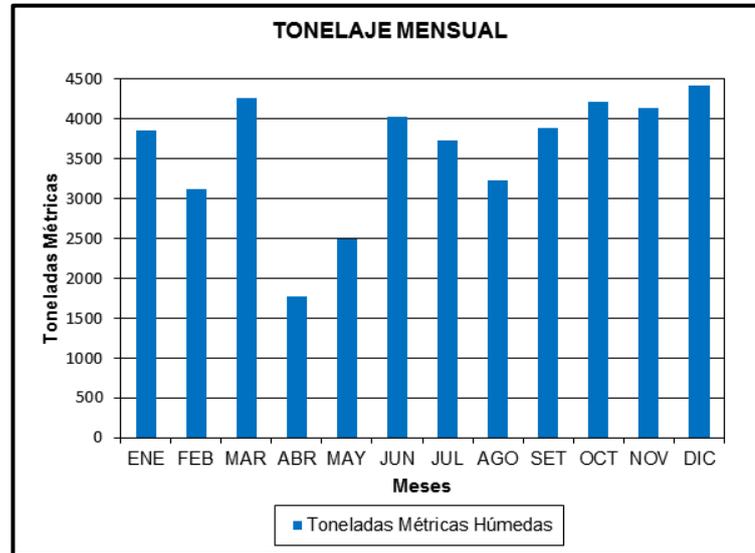


Figura 8.1: Tonelaje mensual del mineral ingresado a la planta en el año 2012

En el gráfico de barras del mineral ingresado se observan picos altos y bajos muy resaltados. Estos picos bajos se debe al problema informal del primer semestre donde ingresó un promedio de 3 000 TM, en el segundo semestre se aproximó a 400 TM y en los 3 últimos meses se recepciónó más de 4 000 TM.

Tabla 8.2: Resultados de los lotes de compra

Tipo	Au oz/TC	Consumo CN Kg	% Humedad	Ag oz/TC
Oxido	0.031-3.287	2.25-22.65	0.60-9.10	0.001-2.456
Sulfuro	0.096-0.919	2.20-37.35	0.60-6.20	0.126-13.510
Relave	0.136-2.563	3.00-121.30	7.10-26.00	0.002-3.684

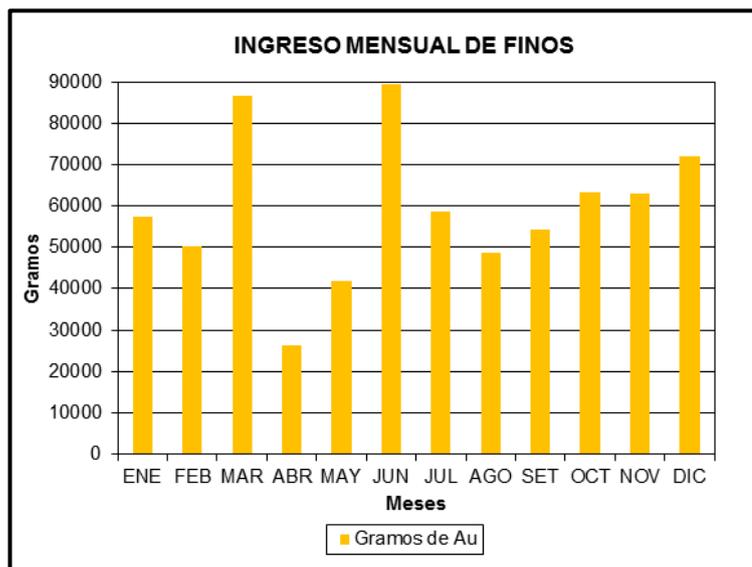


Figura 8.2: Total de finos ingresados en el año 2012

8.2 Cianuro de sodio (NaCN)

Este producto químico efectúa la disolución del oro libre en presencia de oxígeno y en medio alcalino; es proporcionado en briquetas de color blanco de 20-30 gr cada uno, en bolsas de 1 000 kg de capacidad, con una pureza del 98%, a un precio en el mercado de US\$ 5.0/kg, y con un consumo de 5.0 a 6.0 kg/TM de mineral. En la sección de preparación de solución de cianuro de sodio, se prepara una solución al 20% descargando el cianuro sólido en un tanque de agitación 6'x6' de 4.80 m³ de capacidad que contiene una solución alcalina con pH 11 y una fuerza de cianuro de 230 000 ppm, luego se distribuye al tanque de almacenamiento de cianuro 6'x9' de 7.20 m³ de capacidad; desde los cuales se dosifican mediante tubería y válvulas de control al molino, siendo este el único punto de adición del reactivo. La alta alcalinidad impide la generación de gases de HCN que son sumamente tóxicos.

Para evitar la salida del tanque de preparación de briquetas sin disolver se ha instalado una plancha de acero inoxidable perforada con orificios de 1/4" e inclinada 20°.

El Tanque de 6'x9' tiene capacidad para preparar un volumen suficiente (7.20 m³) de solución concentrada (20%) para todo un día de operación.

La solución de cianuro se adiciona en la caja de alimentación del molino y se usa también solución barren (pobre) que se emplea para preparar la solución concentrada de cianuro (20%).

Se consume diariamente 1 000 kg (1 TM) de cianuro de sodio (NaCN) en promedio, para el proceso de cianuración.

8.3 Hidróxido de sodio (NaOH)

Conocido industrialmente como soda cáustica, este reactivo es utilizado para mantener el pH de la pulpa entre 10.5 y 11.5, con lo cual se reduce totalmente la hidrólisis del Cianuro de Sodio y consecuentemente las emanaciones de Ácido Cianhídrico a la atmósfera. De acuerdo a las pruebas metalúrgicas el consumo de Soda Cáustica con una pureza no menor al 98 % como Na (OH) está entre 1.5 a 2.5 kg/TM de mineral; la soda cáustica será trasladada en sacos de 25 kg, con un precio en el mercado de US\$ 0.75/kg y depositado en el almacén respectivo.

Para el tratamiento del mineral se prepara una solución al 15% de Soda Cáustica, utilizando el mismo tanque agitador 6'x6' de la preparación del Cianuro de Sodio, luego del cual será transferida por gravedad al tanque de almacenamiento de Soda Caústica, de 6'x9'; la soda es muy importante para el proceso de molienda y cianuración porque mantiene el pH de la pulpa entre 10.5 y 11.5.

La soda caustica se adiciona también en la caja de alimentación del molino. El Tanque de 6'x9' tiene capacidad suficiente (7.20 m³) para almacenar el volumen de solución concentrada de NaOH requerida para dos días de operación.

Se consume interdiariamente 750 kg de soda cáustica (NaOH) en promedio, para el proceso de cianuración.

8.4 Bolas de acero

Las bolas de acero forjadas sirven para actuar como medio molidor del mineral. El molino chino 6'x10' utiliza bolas de acero de 2" y 2 1/2"; mientras que, los molinos Denver 5'x5' y Grieve 5'x5' utilizan bolas de acero de 2". Las bolas de acero se agregan a los molinos de bolas cuando su amperaje de operación disminuye.

Es proporcionado mediante bolsas de 1000 kg, con precios en el mercado de 1 1/2", 2" y 2 1/2" US\$ 1.11/kg, 1" US\$ 1.13/kg, presentando el de 2" un peso de 0.625 kg y de 2 1/2" un peso de 1.125 kg, con una densidad de bolas de 7.85 TM/m³ y con un consumo de 1.5 a 2.0 kg/TM de mineral.

Tabla 8.3: Consumo de Reactivos en el año 2012

Meses	Alimento TMS	NaCN kg	Índice NaCN kg/TM	NaOH kg	Índice NaOH kg/TM	Bolas Acero kg	Índice Bolas kg/TM
Enero	4 957.74	30 000	6.05	9 325	1.88	5 000	1.01
Febrero	3 478.16	24 000	6.90	8 300	2.39	5 506	1.58
Marzo	2 890.13	16 000	5.54	7 000	2.42	4 384	1.52
Abril	1 986.82	13 000	6.54	3 400	1.71	4 794	2.41
Mayo	1 697.55	11 000	6.48	3 050	1.80	7 953	4.68
Junio	3 629.00	18 000	4.96	6 925	1.91	2 918	0.80
Julio	3 379.54	14 900	4.41	8 525	2.52	5 997	1.77
Agosto	3 579.00	14 000	3.91	7 575	2.12	3 917	1.09
Setiembre	3 297.30	17 000	5.16	7 050	2.14	6 426	1.95
Octubre	3 699.32	16 000	4.33	11 725	3.17	4 477	1.21
Noviembre	3 856.13	20 000	5.19	9 225	2.39	7 290	1.89
Diciembre	3 902.61	18 000	4.61	9 125	2.34	4 459	1.14
Total	40 353.29	211 900	-	91 225	-	63 121	-
Promedio	3 362.77	17 658.33	5.34	7 602.08	2.23	5 260.08	1.76

Del cuadro se obtiene que el consumo de cianuro 211.9 TM, de soda 91.2 TM y de bolas de acero 63.1 TM anual, con un promedio de 5.34 kg Cianuro/TM Mineral, 2.23 kg Soda/TM Mineral y 1.76 kg bolas de acero/TM Mineral.

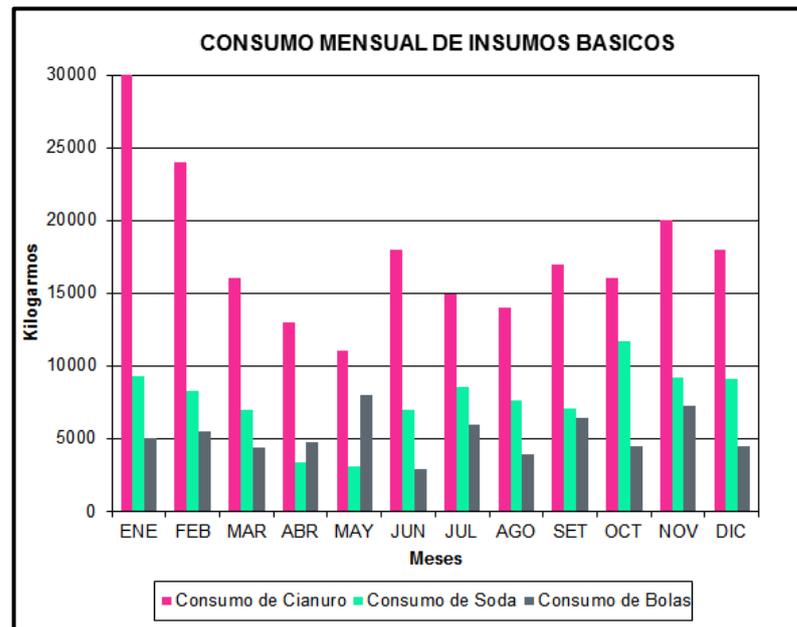


Figura 8.3: Consumo de insumos básicos en el año 2012

8.5 Carbón activado

El carbón activado, está diseñado especialmente para procesos de recuperación de oro. El utilizado en la planta de beneficio es el carbón activado 6x12 de malla, con un precio en el mercado de US\$ 1.85/kg.

El Carbón Activado tiene la propiedad de adsorber los metales disueltos por el Cianuro de Sodio durante el proceso de lixiviación, tales como Oro, Plata, Cobre, Fierro, entre los principales. El carbón activado se agrega a los tanques agitadores junto con la pulpa.

La retirada de carbón activado cargado siempre es continua sin parar la operación de la planta. Esto se realiza usando una bomba de pulpa especial (tipo air lift) que evita la abrasión del carbón y realiza las retiradas de carbón cargado y transferencias de carbón entre los tanques en contra corriente en un tiempo más corto que otros sistemas que se emplean convencionalmente.

El Carbón activado es un material sólido liviano de granulometría gruesa, no tóxico ni contaminante por lo que su manipuleo no presenta riesgos ambientales o de salud.



Figura 8.4: Carbón activado de malla 6x12

8.6 Geomembrana

En la cancha de relaves se utilizan geomembranas de polietileno de alta densidad (HDPE) o de polietileno de baja densidad (LDPE), con un precio en el mercado de US \$ 2.39 - 3.24 / metro.

Las geomembranas de polietileno de alta densidad (HDPE) y baja densidad (LDPE), son láminas fabricadas a partir de resinas poliméricas formuladas para determinados usos cuya principal característica es una baja permeabilidad, flexibilidad y una alta resistencia, y su aplicación es la contención de líquidos.

El HDPE es el material más usado para el revestimiento en depósitos de desechos sólidos de minas, rellenos y otras aplicaciones de contención de líquidos (es el indicado para proyectos donde el requerimiento de permeabilidad sea bajo y la resistencia a los rayos UV y químicos sea excepcionalmente alto).

El polipropileno de baja densidad tiene excelentes propiedades de elongación, lo cual permite a las geomembranas de LDPE un flexible acomodamiento a las superficies irregulares del terreno, lo cual evita el punzonamiento en el material. Dependiendo de las características del proyecto existen variaciones a la resina.

Características de la geomembrana de Polietileno:

- Baja permeabilidad.
- Resistencia al intemperismo.
- Resistente a álcalis y ácidos.
- A prueba de rayos U.V.
- Larga duración (material inerte).
- Gran resistencia a la abrasión.
- Inmune a la agresión biológica.



Figura 8.5: Instalación de la geomembrana HDPE en la relavera N° 2

8.7 Ácido Clorhídrico (HCl)

El HCl (pureza: 33%, densidad: 1.16 kg/l, presentación: bidón de 25 litros) se mezcla con ácido nítrico a razón de 3:1 (3 HCl: 1 HNO₃) para tener una mezcla de agua regia para análisis de oro y plata por la técnica de Absorción Atómica.

También es utilizado para lavar el carbón activado (El carbón se usa en el proceso de adsorción en los tanques de lixiviación de oro y se retira de la pulpa para hacer la desorción y lavado ácido). Este lavado de carbón retira los carbonatos que se impregna en el carbón.

8.8 Ácido Nítrico (HNO₃)

El HNO₃ (pureza: 53%, densidad: 1.40 kg/l, presentación: bidón de 25 litros,) es usado para separar la plata de los cátodos de oro (pre-refinación del oro), como también para la refinación del oro.

8.9 Ácido Sulfúrico (H₂SO₄)

El H₂SO₄ (pureza: 98%, densidad: 1.84 kg/l, presentación: frasco de 2.5 litros) es usado para disolver la lana de hierro que es el material de los cátodos que usamos en el proceso de electrodeposición.

8.10 Carbonato de Sodio (Na₂CO₃)

El Na₂CO₃ (pureza: 99%, presentación: frasco de 25 kilos y/o 50 kilos) es usado para la fundición del mineral.

8.11 Alcohol Etílico

El alcohol etílico con una pureza de 98%, se agrega en la desorción un 20% en volumen para obtener tiempos cortos de stripping, cargado de la solución con una alta ley y trabajar con una baja temperatura de operación.

8.12 Methil Isobuthil Ketona (MIBK)

El MIBK (pureza: 99%, presentación: frasco de 4 litros) es usado para acomplejar los interferentes en la lectura de oro y plata para realizar los análisis por absorción atómica.

Tabla 8.4: Consumo total de reactivos

Producto	Pureza	Calidad	Presentación	Consumo mensual
Ácido Clorhídrico	33%	Grado Técnico	Bidón de 25 litros	975 Litros
Ácido Nítrico	53%	Grado Técnico	Bidón de 25 litros	50 Litros
Ácido Sulfúrico	98%	Grado Técnico	Frasco de 2.5 litros	10 Litros
Carbonato de Sodio	99%	Grado Técnico	5 Kilos	5 Kilos
Metil Isobutil Ketona (MIBK)	99%	P.A.	Frasco de 1 y/o 2 litros	4 Litros

8.13 Energía Eléctrica

La Energía Eléctrica se toma de una línea de 22 900 V (22.9 kV) perteneciente a una empresa eléctrica del sur. La planta de beneficio cuenta con un transformador de 400 kVA para bajar el voltaje de 22.9 KV /0.44 kV para todos los equipos que son accionados por un motor eléctrico como los molinos de bolas, tanques de agitación, chancadoras cónicas y quijadas, bombas de pulpa y agua, fajas transportadoras, compresoras de aire, máquinas de soldar, cedazos vibratorios y

otros. También se cuenta con un transformador de 20 kVA para bajar el voltaje de 440 V/220 V para uso doméstico como tomacorrientes, alumbrado, y otros usos para el funcionamiento adecuado de la planta de procesamiento.

En el último trimestre del 2012 se pagó como promedio mensual por el consumo eléctrico en la planta de beneficio, el importe de S/ 35 312.67

Cabe anotar que en los recibos del consumo eléctrico se tienen dos tarifas muy diferenciadas:

HP: Hora punta desde las 18:00 horas hasta las 23:00 horas (mayor costo).

HFP: Hora fuera de punta desde las 23:00 horas hasta las 17:00 horas del siguiente día (menor costo).

8.13.1 Descripción del sistema eléctrico

- Suministro eléctrico normal

La alimentación eléctrica se realizó de la red de media tensión 22.9 kV sistema trifásico 60 Hz de la empresa eléctrica.

- Alimentador eléctrico

La alimentación eléctrica se hace con conductor AAAC 35 mm², desde el poste existente de media tensión sistema trifásico 22.9 kV, 60 Hz de la empresa eléctrica, pasando aun seccionador (cut out) con fusibles de 10 A. Que alimenta a un transformix posteriormente hace un recorrido de 70 m. Pasando por un poste para llegar a otro seccionador (cut out) con fusibles de 10 A a 30 m. Para finalmente llegar al transformador ABB 22.9 kV/0.44 kV de 400 kVA por medio de tubo galvanizado de 5" de diámetro con conductor NYY 3X120 mm².

Anualmente se realizan el cambio de los cut out del transformix (empresa eléctrica) y del tranformador (planta de beneficio), porque el ambiente y los continuos cortes de energía deterioran muy rápido estos cut out.

- Subestación eléctrica

Se dispone de una subestación en 22.9 kV que consta en total de 3 celdas: celda de llegada, celda de transformación y celda de salida.

En la celda de llegada se ubican un juego de fusibles y un juego de seccionadores, en la celda de transformación se tiene un transformador de 400 kVA que dispone del 95% de su carga para una tensión de 440 V y el 5% de su carga para una tensión de 220 V, contando con un transformador de 440 V/220 V. En la celda de salida (lado de Baja tensión) se tiene un interruptor de 630 A, marca ABB, para tensión de 440 V y un interruptor de 160 A ABB para la tensión de 220 V.

- Tablero de potencia general (TPG)

La alimentación al tablero se realiza desde el transformador 22.9/0.44 kV de 400 kVA, con conductores NYY 3-2X120 mm². Que llegan a un interruptor termo magnético automático general de 630 A. Que esta a su vez alimenta a los centros de control de motores y a un transformador 440/220 V de 20 kVA.

El cual estará constituido por gabinete metálico, con puerta, cerradura, barras de cobre de 5x50 mm, interruptores automáticos del tipo termo magnético.

El tablero tiene la función de servir como medio de paso y protección de los centros de control de motores 1, 2, 3, 4, 5, 6,7 y 8 (CMS).

- Centros de control de motores (CMS)

Los CMS tienen cuenta con un sistema de protección contra cortocircuitos para la protección de cuenta con interruptores termo magnéticos y para protección por sobrecarga se cuenta con relé térmico y para el control se cuenta con contactores que son dispositivos gobernados a distancia mediante pulsadores de marcha y paro.

El mando y control del sistema eléctrico de la planta de beneficio se realiza a través de centros de control de motores 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 y 8 que constan de tableros eléctricos que han dividido el proceso de producción de la planta en zonas: chancado, molienda, lixiviación-cianuración y separación sólido - líquido.

Los tableros eléctricos están constituidos por gabinetes metálicos, que interiormente se encuentran un juego de barras de 5x50 mm y un interruptor principal de amperaje correspondiente a cada tablero, 01 juego de barras para tierra. De donde se controlan con pulsadores de marcha o start con lámpara verde y pulsadores de paro o stop con lámpara rojo, a todos los motores que tienen arranque directo, estrella triangulo, resistencia rotoricas y variadores de frecuencia.

- Grupo electrógeno

Se tiene un grupo electrógeno de 170 kVA (136 kW) – 440 V para la alimentación de energía eléctrica de la planta en caso de corte de energía, se realizara mediante un conmutador manual mecánico de 1 000 A. Que se encuentra conectada al tablero de distribución general. La alimentación al tablero se recibe mediante dos sistemas clavados mecánicamente; la alimentación

principal desde la subestación y la alimentación de emergencia desde grupo electrógeno.

- Tensiones

En la subestación se tiene un transformador de 400 kVA a 440 V y 20 kVA para 220 V. La variación en tensión, frecuencia y tensión-frecuencia del sistema es de +1-5%; +1-3% y +1-2%, respectivamente.

Tabla 8.5: Consumo eléctrico en la planta de beneficio en el año 2012

Mes	Energía Activa (kWh)			Máxima Demanda (kW)			Energía Reactiva (kVARh)
	Hora Punta	Hora Fuera Punta	Total	Hora Punta	Hora Fuera Punta	Total	
Enero	28631.14	126203.69	154834.83	262.43	258.31	520.74	52127.77
Febrero	21441.82	93397.92	114839.74	243.2	244.57	487.77	24055.72
Marzo	15798.25	77314.43	93112.68	211.6	212.97	424.57	33192.41
Abril	10550.67	68906.65	79457.32	243.2	211.6	454.8	19020.01
Mayo	16482.92	77054.33	93537.25	239.08	234.95	474.03	35051.84
Junio	21866.25	125635.26	147501.51	280.3	294.04	574.34	47226.58
Julio	22058.2	99535.58	121593.78	237.7	252.82	490.52	53786.05
Agosto	20458.45	113647.11	134105.56	266.56	272.05	538.61	34366.49
Setiembre	16823.67	112396.5	129220.17	329.76	321.52	651.28	36422.95
Octubre	20380.27	113303.34	133683.61	302.28	302.28	604.56	37976.95
Noviembre	18808.14	107729.29	126537.43	247.32	256.94	504.26	28692.56
Diciembre	19160.43	109430.72	128591.15	265.18	263.81	528.99	26480.83

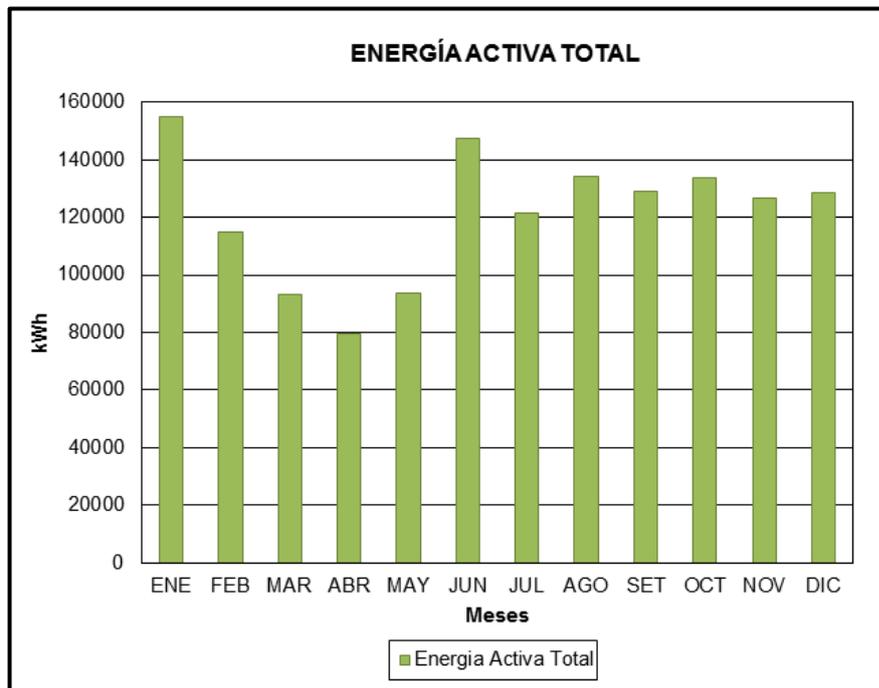


Figura 8.6: Energía activa total en el año 2012

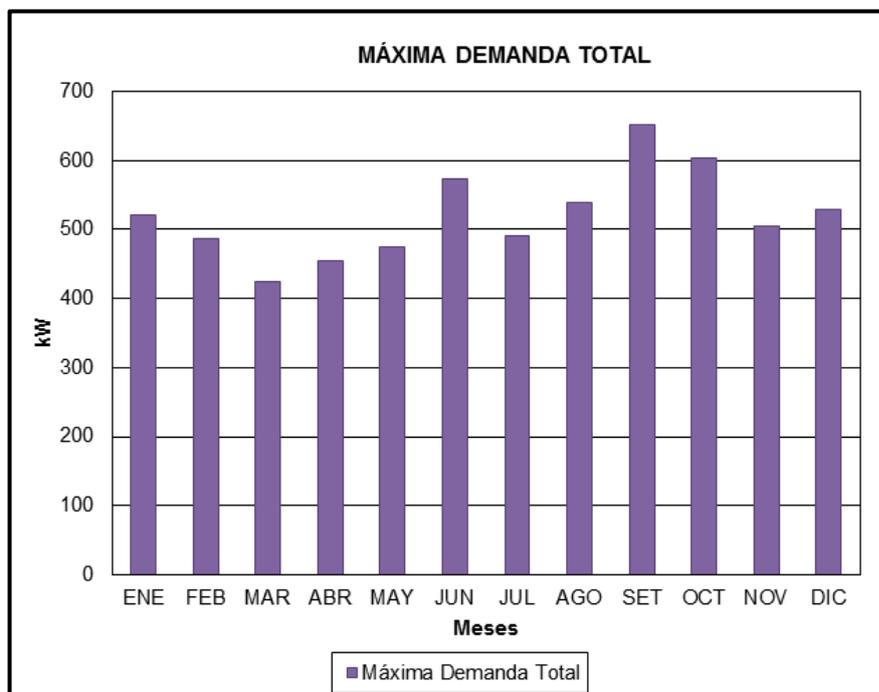


Figura 8.7: Máxima demanda total en el año 2012

- Potencia instalada en la planta de beneficio

Tabla 8.6: Resumen general de la potencia instalada en la planta de beneficio

	Potencia (HP)	Potencia (kW)	Volt. (V)	Inom. (A)	Icons. (A)
Sistema de molienda	485	361.58	440	600.8	424
Chancado de grueso 1	104	77.55	440	133.4	67.6
Chancado de grueso 2	114	85.01	440	133.4	75.9
Chancado de cancha	45.5	33.93	440	63.64	30.62
Cuarteo	27.5	20.51	440	38	27.2
Compresoras de aire	30	22.37	440	38.2	26.5
Relave	35	26.10	440	43.7	35
Desorción	18.5	13.80	440	38.42	29
Lab. químico- metalúrgico	13	9.69	440	18.34	13
Sistema de distribución 220 V	0	18	220	50	40
TOTAL	872.5	668.54		1 157.90	768.82

8.14 Agua de uso Industrial

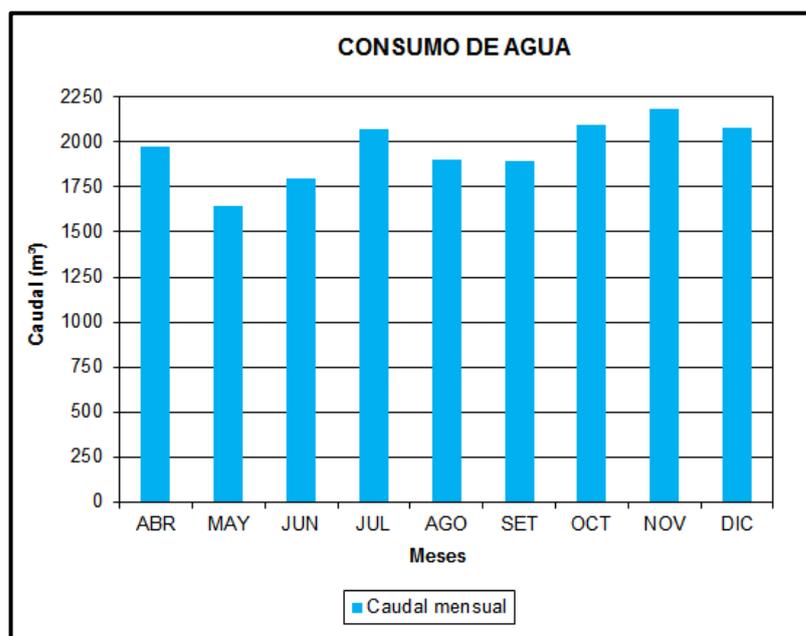
La planta de beneficio cuenta con licencia para uso de aguas subterráneas hasta por un volumen de 70 821 m³/año por el Ministerio de Agricultura. El agua se transporta desde una distancia de 5 km hacia una poza de recepción.

La recirculación de agua de proceso reduce significativamente el volumen de agua fresca necesario.

Esta agua de pozo es utilizado tanto para el proceso de la planta de beneficio como para el aseo personal, pero no es apto para el consumo humano.

Tabla 8.7: Caudal mensual de agua en el año 2012

Meses	Caudal		
	m ³ Diario	m ³ Mensual	m ³ Acumulado
Abril	65.83	1 975	1 975
Mayo	54.83	1 645	3 620
Junio	59.93	1 798	5 418
Julio	69.13	2 074	7 492
Agosto	63.5	1 905	9 397
Septiembre	63.13	1 894	11 291
Octubre	69.77	2 093	13 384
Noviembre	72.77	2 183	15 567
Diciembre	69.37	2 081	17 648
Promedio	65.36	1 960.89	-

**Figura 8.8:** Consumo mensual de agua en el año 2012

Se tiene dos pozos operativos y profundizados, se tiene planificado ampliar una galería horizontal de la poza antigua al observarse en un pozo vecino agua a menor profundidad y a una distancia aproximado de 70 a 80 metros. Se cuenta con dos grupos operativos y 3 bombas sumergibles.

8.14.1 Estado situacional de los pozos

- Pozo n° 01 (pozo antiguo)

Profundidad del Pozo: 8.70 m, cuenta con un equipo de bombeo sumergible instalado marca Pedrollo de 5.5 kW, 230 V, el pozo se caracteriza por estar construido con anillados de concreto en su totalidad con un diámetro de 1.20 m, en la parte inferior del pozo se puede apreciar la presencia de una plancha rolada de aproximadamente 1.00 m de diámetro la cual presenta ranuras haciendo las veces de filtro que permiten el ingreso del agua y evitar el ingreso de partículas sólidas que pudieran afectar en su funcionamiento el equipo de bombeo.

El arranque de la electrobomba es controlado mediante sensores de nivel, los cuales accionan el motor cuando el nivel del agua llega a 1.63 m por encima del fondo del pozo.

La recuperación del nivel del agua es de aproximadamente de 5 min, asimismo se ha podido apreciar que el equipo de bombeo se encuentra apoyado sobre la plancha rolada en el fondo del pozo y sujetado, mediante cuerdas, a la superficie, la descarga del agua bombeada se realiza mediante una manguera de Ø2".

- Pozo n° 02 (pozo nuevo)

Profundidad del Pozo: 16.03 m, cuenta con un equipo de bombeo sumergible Pedrollo de 4 kW, 230 V, la construcción es similar al Pozo N° 01 construido con anillos de concreto, en la parte inferior cuenta también con rolado de aproximadamente $\varnothing 1.00$ m, el arranque de la bomba es controlado mediante sensores de nivel, cuando el agua llega hasta una altura de 1.13 m desde el fondo del pozo.

Ambos pozos se encuentran próximos entre sí, teniendo aproximadamente una distancia de 50.00 m y vierten el agua que extraen en forma alternada en un tanque de agua ubicado a una altura de 5.00 m sobre el nivel del suelo.

A partir de este tanque y mediante otro equipo de bombeo sumergible de $\varnothing 3''$ impulsan el agua hacia la planta la cual tiene una demanda de $200 \text{ m}^3/\text{día}$, teniendo en cuenta un régimen de bombeo de 12 horas diarias, por lo que se necesitaría el ingreso de 4.63 l/s entre las dos bombas.

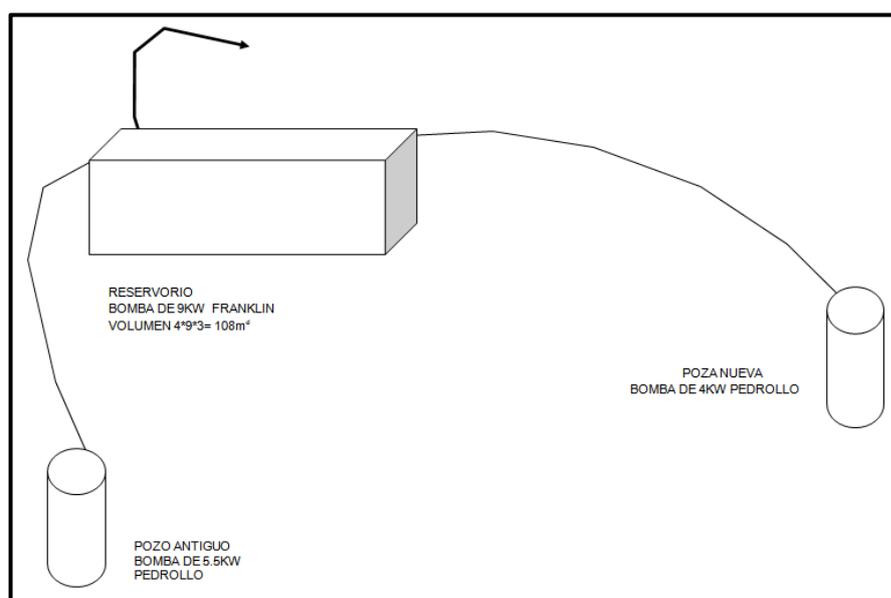


Figura 8.9: Esquema del diseño definitivo de pozo n° 01 y n° 02

Esta agua es conducida por una tubería de PVC pesado de diámetro 6" hacia el reservorio de concreto armado de 20 m³, desde el cual se alimenta a los procesos de planta.

La captación es para uso industrial, el agua es usada en el proceso metalúrgico, en los procesos de molienda y control ambiental de polvo.

En el proceso metalúrgico que actualmente se está trabajando bajo las siguientes condiciones de operación, se tiene:

- Porcentaje de sólidos en los tanques 41.18% en promedio
- Toneladas por día del mineral procesado: 120 TMSD
- De la relavera se recircula el 67.3% de la solución barren, el 21.1% queda retenido en el relave y el 11.6% se pierde por evaporación.
- Considerando estos parámetros se tiene un consumo diario de 53.83 m³/día de agua fresca.

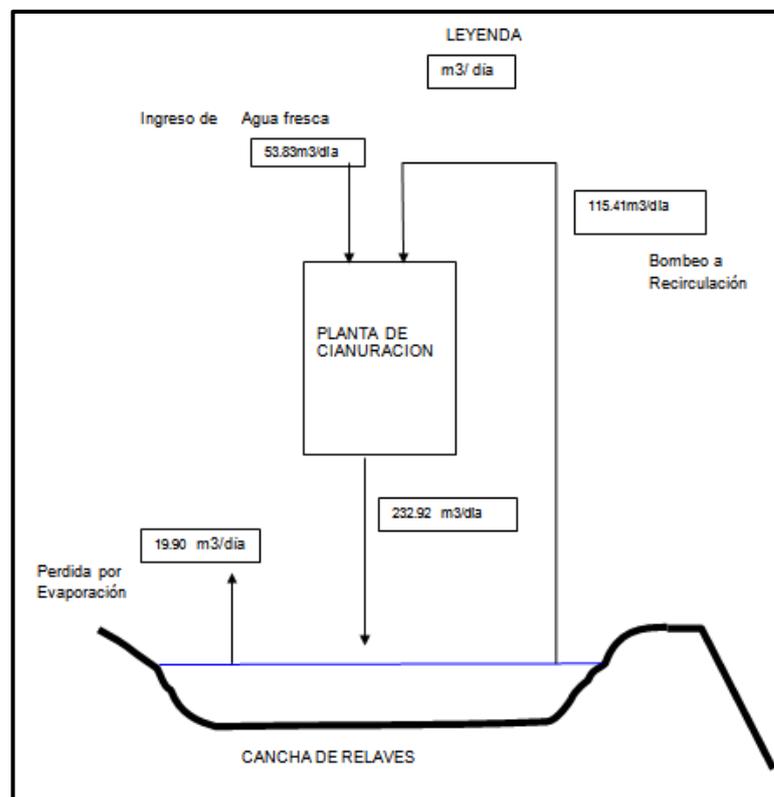


Figura 8.10: Balance de agua de la planta de beneficio para 120 TMSD

CONCLUSIONES

- Por no poder abastecerse con el mineral propio de sus concesiones, las plantas de beneficio compran mineral a los mineros que se asocian a ella para luego procesarlo en su planta metalúrgica; es por ese motivo que varían constantemente los parámetros de operación por la variedad de mineral que ingresa a ella, produciéndose problemas en la operación por no saber acertadamente el tipo de mineral que presentan los lotes.

- La óptima operación en el chancado se realiza teniendo en cuenta los siguientes aspectos:
 - Por el tonelaje de mineral chancado.
 - Por el tamaño del mineral triturado.
 - Por el orden y la limpieza de la sección.

Si el mineral chancado es de tamaño adecuado para los molinos, el trabajo es el fijado y se mantiene limpia la sección, entonces se tiene una operación eficiente.

- En los circuitos de chancado N° 1 y N° 2 se obtiene un tamaño de mineral de 100% -3/4" que es el ideal para la molienda, por presentar circuitos cerrados (chancado primario y chancado secundario); mientras que en el circuito de chancado N° 3 se obtiene un tamaño de mineral de 100% -1" por presentar un circuito abierto, chancándose luego en el circuito N° 1 para que ingrese al área de la molienda.

- La muestra obtenida del muestreo debe respetar la granulometría del lote debido a que en la mayoría de los casos, la ley del material fino puede ser muy diferente de la ley del material grueso.

- La óptima operación en la molienda se realiza teniendo en cuenta los siguientes aspectos:
 - Por el tonelaje de mineral molido.
 - La granulometría de la pulpa.
 - Por el porcentaje de la malla 200 obtenida.
 - Por el orden y la limpieza de la sección.

Si la pulpa obtenida es de una granulometría adecuada para la planta, el trabajo es el fijado y se mantiene limpia la sección, entonces se tiene una operación eficiente.

- La óptima operación en la cianuración se realiza teniendo en cuenta los siguientes aspectos:
 - Por el tonelaje de mineral tratado.
 - Control adecuado de parámetros de operación.
 - Por la recuperación de metal valioso.
 - Por el orden y la limpieza de la sección.

- La óptima operación de desorción y fundición se realiza teniendo en cuenta los siguientes aspectos:
 - Por la pureza del lingote obtenido.
 - Control adecuado de parámetros de operación.
 - Por la recuperación de metal valioso.
 - Por el orden y la limpieza de la sección.

- Para disolver 1kg de lana de Fierro se emplea 4 kg de ácido clorhídrico. Esta lana de fierro que se disuelve es el producto del precipitado que se obtiene después de realizar la desorción del carbón activado, para la desorción se utiliza lana de fierro como receptor de los precipitados.

- Se reemplazó el ácido sulfúrico por el ácido clorhídrico, en el lavado de la lana de fierro, debido a que el ataque es más efectivo, rápido y limpio obteniéndose un precipitado sin fierro y es muy importante para la fundición.

- En el tratamiento químico del carbón o lavado ácido para eliminar los carbonatos se utiliza ácido clorhídrico. Luego de pruebas realizadas para nuestro proceso se emplea el 15% en peso del carbón a tratar (para reactivar 1 kg de carbón se usa 0.15 kg de ácido clorhídrico).

- La óptima operación del laboratorio químico-metalúrgico se realiza teniendo en cuenta los siguientes aspectos:
 - Por la prontitud con que se realizan las pruebas.
 - Por la exactitud de los resultados obtenidos.
 - Por el almacenamiento adecuado de los reactivos utilizados.
 - Por el manejo y almacenamiento adecuado de las muestras de mineral.
 - Por el orden y la limpieza de la sección.

- Constantemente se presentan cortes de flujo eléctrico en la zona, que producen muchos problemas en la operación como: atoro en las chancadoras de quijadas y chancadoras cónicas, caída de pulpa en los molinos de bolas, asentamiento del mineral en los tanques de agitación, posibles accidentes de los operarios, etc.; haciéndose uso en tales casos del grupo electrógeno de 136 kW.

- En la planta de beneficio se trata de lo posible disminuir el consumo eléctrico en la hora punta, parando la operación de la planta metalúrgica y/o no encendiendo ninguno de los circuitos de chancado.

BIBLIOGRAFÍA

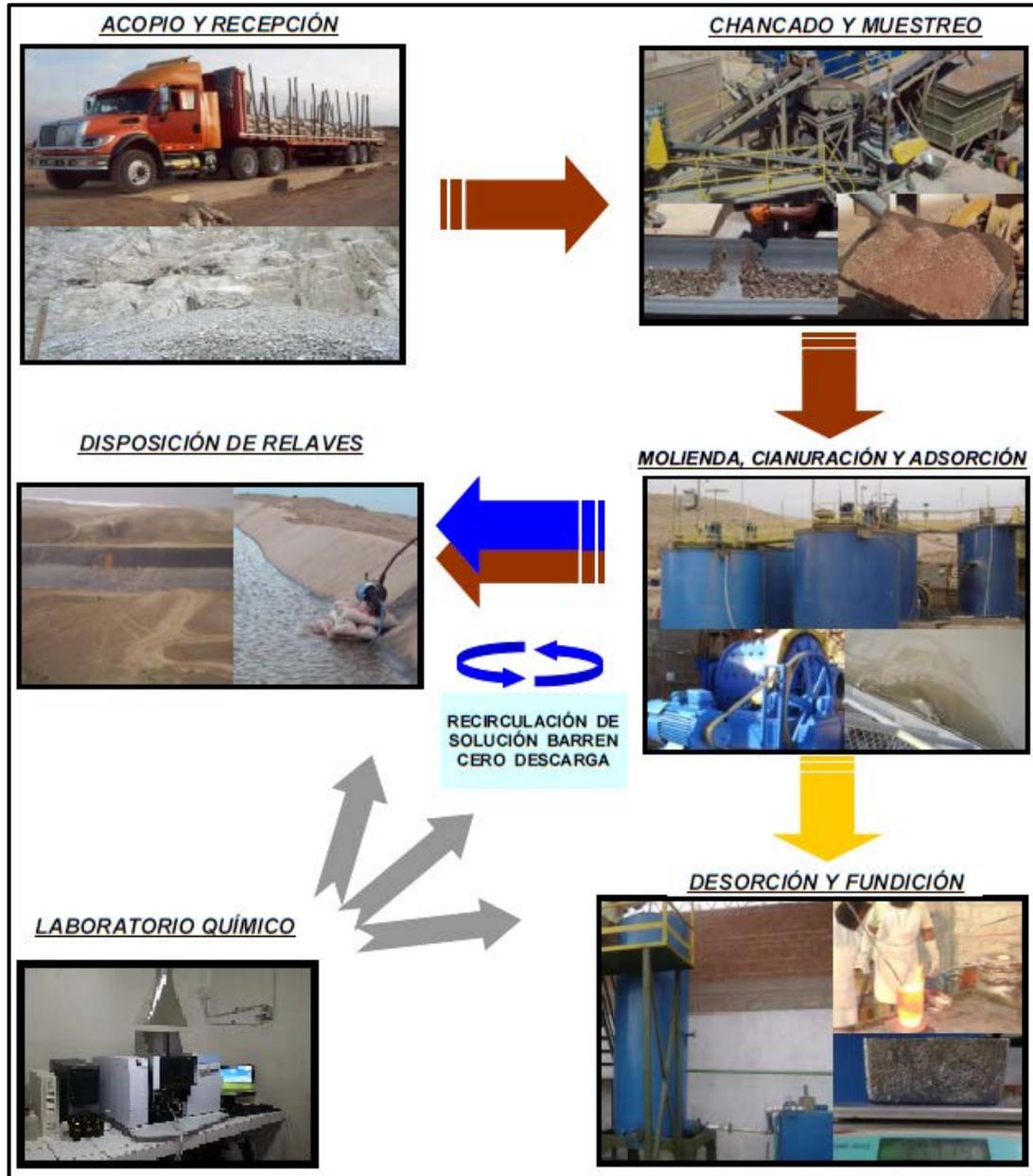
1. COLEGIO DE INGENIEROS DEL PERÚ: “Primer simposio nacional de medio ambiente y seguridad minera”. Junio 1997, Lima – Perú.
2. INFORMES DE MINERA CONFIANZA S.A.C., 2011-2013, Arequipa - Perú.
3. KELLY ERROL G., SPOTTISWOOD DAVID J.: “Introducción al procesamiento de minerales”. Editorial Limusa, 1990, México.
4. MISARI CHUQUIPOMA, FIDEL: “Metalurgia del oro”. Volumen I y II, editorial CEPECT, noviembre 1993, Lima - Perú.
5. QUIROZ NÚÑEZ, IVÁN: “Operaciones unitarias en procesamiento de minerales”. Ediciones UNI, septiembre 1986, Cuzco – Perú.

6. YOPLAC CASTROMONTE, EDWILDE: Cátedra del curso de metalurgia extractiva II. UNI, 2010-I, Lima – Perú.

7. PÁGINA WEB: WWW.GoldMoney.Com. Última visita julio 2013.

ANEXO

ANEXO 1



Áreas de operación en la planta de beneficio

ANEXO 2

CONDIDERACIONES AMBIENTALES DEL MERCURIO

Mercurio

El mercurio metálico es el único elemento metálico líquido, inodoro y de color plata brillante, ligeramente volátil a temperatura de ambiente (20°C). Su gravedad específica es 13.546 kg/litro, punto de ebullición 356.72°C y punto de fusión - 38.87°C. Su símbolo es Hg.

Tanto él como sus derivados son tóxicos, no es biodegradable y forma fácilmente aleaciones con muchos metales excepto con el hierro. La principal mena de mercurio es el cinabrio (Sulfuro de Mercurio - HgS). El mercurio se comercializa en frascos de hierro de 34.5 kilos.

Uso del Mercurio en la minería artesanal

El mercurio se emplea, en el proceso de amalgamación con quimbaletes; por la sencillez de la técnica, su relativa eficacia y poca inversión; es el método más difundido, preferido y aplicado por los mineros artesanales, que operan yacimientos primarios (vetas y mantos) o depósitos aluviales. La incorrecta utilización del mercurio se puede dar en todas las fases de la preparación de la amalgama, como en la del quemado o "refogado" de la misma, por lo que se toma medidas preventivas para su uso y otras técnicas de recuperación de oro.

En la planta de beneficio descrito, se recupera el oro de la amalgama atrapado en los equipos por intermedio del horno de retorta.

Consecuencias en las personas, por el mal uso del mercurio

Los mineros informales, no tienen un concepto claro sobre el problema y las consecuencias por el mal uso del mercurio. Este, al no producir en forma inmediata signos visibles o afecciones a la salud, ha generado la idea que el mercurio no provoca efectos dañinos en la salud y que se puede manipular y trabajar sin ninguna necesidad o exigencia especial (como máscara respiratoria para mercurio, guantes de neopreno y lentes de seguridad; en un ambiente ventilado para la amalgamación y el refogado); el caso contrario es en las plantas de beneficio que si se considera necesario los equipos de protección personal (EPP) al manipular mercurio.

El sistema nervioso es muy sensible al mercurio metálico. La exposición a vapores de mercurio metálico a niveles altos, de puede causar daños al cerebro. El mercurio (ionizado) se acumula en los riñones, la médula ósea, el bazo, el hígado, los pulmones y la piel. El ión mercúrico atraviesa la placenta y puede afectar el feto.

Impactos negativos al ambiente

- La primera es producida por el mercurio que queda dentro del relave de amalgamación, el cual al ser depositado en cualquier lugar sin ningún tipo de protección, origina la contaminación directa tanto el suelo como el subsuelo de la zona, siendo al ser arrastrados por la escorrentía, hasta las fuentes de agua.
- El segundo tipo de contaminación es el producido por el relave de amalgamación ya seco, que es transportado por el viento, recorriendo grandes distancias, contaminando zonas más amplias. Este relave todavía con amalgama, también es transportado, por la escorrentía, hacia las fuentes de agua.
- La tercera y la más peligrosa para el operador minero, pero menos dañina para el ambiente, por la cantidad de mercurio involucrada, es la producida durante el

refogado de la amalgama en ambientes abiertos o cerrados sin tomar las debidas precauciones. La mayor parte del mercurio vaporizado se solidifica y se deposita inmediatamente en los alrededores del lugar donde se ha refogado.

La retorta

Es una especie de alambique que se emplea para separar el oro del mercurio de la amalgama, en un circuito absolutamente cerrado, para evitar la fuga de gases de mercurio al ambiente, aprovechando las diferencias de sus puntos de ebullición, empleando una fuente de calor como un soplete a gas.

Ventajas del uso de la retorta

- El operador está protegido de los gases del mercurio provenientes del refogado. Los gases del mercurio se enfrían totalmente al pasar por el enfriador y se condensan en el tubo de descarga, cayendo el mercurio condensado (líquido) dentro de un recipiente con agua.
- El mercurio condensado es un mercurio vuelto a refinar, que ha dejado todas las impurezas en el crisol de calentamiento.
- No existe pérdida alguna del oro durante el refogue, porque la amalgama está dentro del crisol que está totalmente cerrado.
- No existe la posibilidad de escape de gases de mercurio al exterior cuando se abre el crisol cerrado a presión para retirar el oro refogado, ya que éste debe haber sido enfriado para su manipulación a temperatura de ambiente, y a esta temperatura si algo de gases de mercurio han quedado dentro del crisol, se han vuelto a condensar y estarán como mercurio metálico.